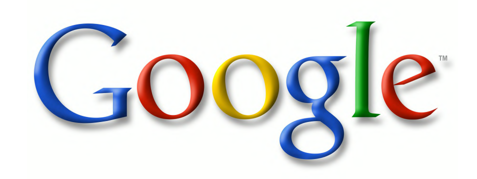
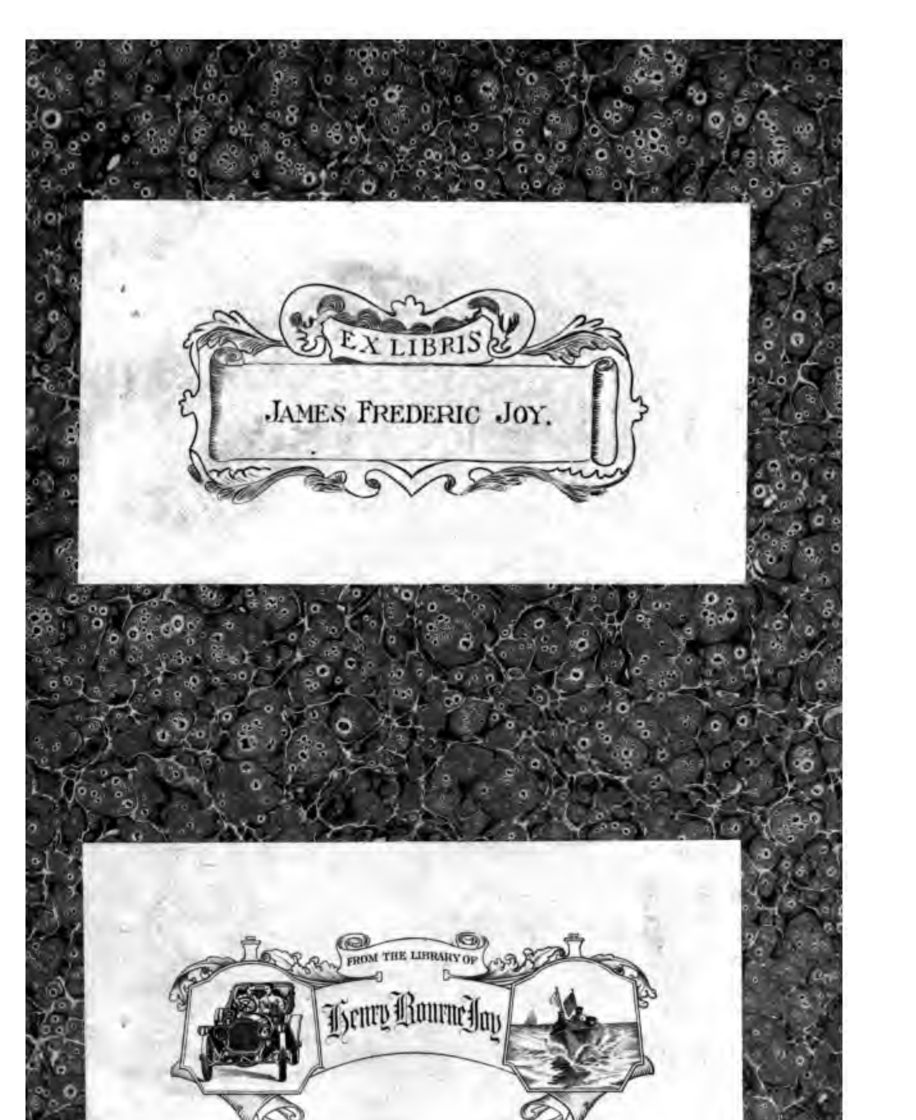



a39015 01801013 5


EX LIBRIS
JAMES FREDERIC JOY.
FROM THE LIBRARY OF
Henry Bourne Joy



GÉOLOGIE APPLIQUÉE

DU MÊME AUTEUR

DE LA HOUILLE

Traité théorique et pratique des combustibles minéraux; par M. AMÉDÉE BURAT. 1 fort vol. in-8°, orné de plusieurs gravures sur acier et de nombreuses vignettes intercalées dans le texte. 12 francs.

PARIS. — IMP. SIMON RAÇON ET COMP. RUE D'ERFURTH, 1.

GÉOLOGIE APPLIQUÉE

TRAITÉ

DU GISEMENT ET DE L'EXPLOITATION

DES MINÉRAUX UTILES

PAR

M. AMÉDÉE BURAT

Ingénieur, Professeur de Géologie et d'Exploitation des Mines à l'École centrale des arts et manufactures

QUATRIÈME ÉDITION

DIVISÉE EN DEUX PARTIES

GÉOLOGIE — EXPLOITATION

DEUXIÈME PARTIE

EXPLOITATION DES MINES

PARIS

L. LANGLOIS, LIBRAIRE-ÉDITEUR

10, RUE DES MATHURINS-SAINT-JACQUES, 10

1859

GÉOLOGIE

APPLIQUÉE

EXPLOITATION DES MINES

INTRODUCTION

ÉTUDE GÉOLOGIQUE DU SOL

L'exploitation des mines, minières ou carrières est l'application immédiate des études géologiques.

Le sol est en effet destiné à fournir les véritables matières premières, les combustibles minéraux, les minerais de tous les métaux, les pierres de construction ou d'ornement, matières que les usines et les manufactures emploient, traitent et façonnent suivant leurs besoins.

Ce caractère d'élément premier de toutes les fabrications donne à l'exploitation des mines un intérêt spécial; elle seule est réellement créatrice, elle est la base essentielle des nombreuses industries manufacturières qui mettent en œuvre les roches, les minerais et les métaux.

Les mineurs, les carriers eux-mêmes, sont partout conduits à étudier les conditions géologiques des gîtes qui sont l'objet de

leurs travaux; cette étude leur est nécessaire pour guider les exploitations, pour interpréter et franchir les accidents; les mineurs ont été en réalité les créateurs de la géologie.

Aujourd'hui l'étude de la géologie précède celle de l'exploitation, et l'ingénieur qui explore un pays est nécessairement conduit à en déterminer la constitution géologique. Qu'il entreprenne cette exploration pour la recherche des mines, pour le tracé des routes, canaux ou chemins de fer, pour la construction de travaux d'art, etc., il ne pourra raisonner avec quelque certitude sur tout ce qui se rattache à ces travaux de recherche, d'exploitation ou de percement du sol, s'il n'a préalablement étudié, au point de vue géologique, la contrée dans laquelle il opère.

Nous avons réuni dans le premier volume toutes les descriptions et les classifications qui peuvent guider dans l'étude des gîtes minéraux; avant d'exposer les méthodes d'excavation et d'exploitation, nous résumerons les principes qui doivent être toujours présents à la mémoire lorsque, passant à la pratique, on commence l'examen géologique d'une contrée.

ÉTUDE DE LA COMPOSITION DU SOL.

La première étude à faire est celle des roches employées dans les usages de constructions, et celle des carrières qui les fournissent; car on n'emploie généralement dans les constructions, le pavage, etc., que des roches dont les caractères minéralogiques sont bien prononcés. Le gisement de ces roches dans les carrières fournit des données presque toujours certaines sur les formations auxquelles on doit les rapporter, et il suffira de se reporter à ce que nous avons dit dans le volume précédent pour apprécier de suite la valeur de ces premières observations. Cet examen des carrières est d'autant plus essentiel que l'on a plus de chance que partout ailleurs d'y trouver les fossiles et les minéraux accidentels qui peuvent faciliter les classifications.

L'attention du géologue doit se porter ensuite sur les formes du pays. Il cherchera quels sont les points culminants, étudiera, en les gravissant, la disposition et la structure des roches, et fera, du haut de ces observatoires naturels, une première appréciation de la constitution physique du pays.

Presque toujours aidé, dans cette étude, par les cartes locales et les documents fournis par ses devanciers, il saura, après ses premières excursions, quels sont les terrains sédimentaires et les roches ignées qui constituent le sol, et quelle est leur structure géologique. Les divisions en terrains de transition, terrains secondaires et tertiaires, sont, en effet, assez tranchées, sous le rapport de la composition minéralogique, pour qu'il ne reste aucun doute à ce sujet après le premier examen des roches en place. Dans la grande période secondaire, les terrains placés au-dessus et au-dessous du lias sont également d'une distinction facile; enfin, les roches ignées ont des caractères de composition et de gisement qui les font toujours contraster avec les roches de sédiment.

Cette exploration sera complétée par un examen attentif des alluvions anciennes ou modernes. Toutes les grandes vallées ont été soumises à des cataclysmes géologiques qui les ont remplies en partie de débris enlevés aux régions les plus élevées de leur bassin hydrographique; or ces débris, stratifiés dans les fonds et souvent bien au-dessus du niveau des eaux actuelles, offrent le résumé de la composition minéralogique de toute la contrée, depuis le bord de la mer jusqu'aux crêtes de partage des eaux fluviales.

Les exemples abondent pour démontrer tout le parti qu'il est possible de tirer de cet examen des alluvions. Les roches cristallines des Alpes se trouvent dans les alluvions anciennes de la vallée du Rhône jusque vers les plaines de la Crau, c'est-à-dire à plus de 400 kilom. de leur point de départ. Les vallées de la Loire et de la Dordogne, de l'Alagnon et de l'Allier, présentent des fragments de basaltes et de trachytes à plus de 100 kilom. des sommités du Cantal, du Mézenc ou des Monts-Dores. Aux

environs de Paris, les cailloux siliceux et calcaires des alluvions anciennes de la Seine fournissent au géologue la preuve que les eaux de cette vallée traversent la craie et le terrain jurassique où la Seine prend sa source; le cours de l'Yonne à travers les roches granitiques du Morvan y est même signalé par des fragments et des galets de granite, par des particules de mica et de feldspath. Au sud des Alpes, les alluvions connues sous le nom de terrains ophiolitiques annoncent, dans toute l'Italie septentrionale, l'importance des roches serpentineuses bien avant qu'on ait approché de leurs masses.

Après ces premières explorations vient l'étude détaillée de la succession des terrains. On déterminera cette succession en dirigeant ses courses perpendiculairement aux axes de soulèvement de la contrée. En effet, d'après la disposition ordinaire des terrains, on parcourt ainsi la série de leurs affleurements, depuis les plaines jusqu'aux crêtes les plus élevées qui sont formées, dans la plupart des cas, par les roches soulevantes.

Par exemple, l'observateur qui part de Paris peut se diriger vers la Bretagne, vers les Vosges, ou vers le plateau central; dans les trois cas, il traversera la série des affleurements de tous les terrains tertiaires et secondaires relevés sur les flancs des terrains de transition, puis arrivera aux sommités granitiques. Les bassins géologiques présentent ainsi des lignes d'affleurements concentriques d'autant plus remarquables, que ces lignes sont aussi indiquées par les accidents naturels du sol. Ces accidents, déterminés soit par le relèvement même des couches de terrain, soit par les différences de dureté des roches qui constituent ces couches, facilitent beaucoup l'étude de la contrée.

On peut, après avoir parcouru plusieurs rayons d'un bassin géologique, en tracer des coupes idéales qui indiquent ce que M. Élie de Beaumont appelle la *stratigraphie* des terrains, c'est-à-dire leur succession en profondeur. La plupart des recherches à faire dans les terrains, soit pour les minéraux stratifiés, soit pour les eaux artésiennes, ont besoin d'être guidées par la connaissance de cette stratigraphie.

Arrivé sur les régions les plus élevées et les plus accidentées, le géologue constatera la nature des roches ignées dont les caractères minéralogiques lui indiqueront approximativement l'époque du soulèvement. Il se fixera sur cette époque en étudiant le relèvement des terrains sédimentaires, et distinguant ceux qui se trouvent encore dans une position sensiblement horizontale et ceux qui affectent, au contraire, des inclinaisons incompatibles avec leur mode de formation.

L'examen des plans de soulèvement et des zones de contact entre les roches ignées et les roches sédimentaires fera reconnaître presque toujours des faits de fracture et de métamorphisme. Si les soulèvements ont suivi des directions linéaires, on mesurera ces directions avec la boussole, et on verra dans quel rapport elles se trouvent avec celles des grands accidents du globe. L'état métamorphique des roches donnera des indications sur l'existence possible des gîtes métallifères, qui affectionnent cette position de contact entre les terrains ignés et les terrains sédimentaires; on constatera quels sont les minéraux introduits et développés par ce métamorphisme au milieu des éléments naturels des roches; les enseignements précédemment donnés sur la position géologique de chaque classe des minéraux utiles devront être mis à profit à mesure qu'on parcourra la série des terrains. Les combustibles fossiles, le sel gemme, le gypse, les argiles et tous les divers minerais devront être recherchés dans les positions qu'ils occupent habituellement.

Les savants qui ont étudié la géographie physique, Saussure, par exemple, ont toujours fait un grand usage des données géologiques. Il suffit d'avoir parcouru les Alpes pour distinguer comme lui les cimes granitiques des pics composés de terrains schisteux, et cela non-seulement d'après les positions relatives de la roche soulevante et des roches soulevées, mais encore d'après les détails de forme, la manière dont les roches se délitent, la vivacité de leurs angles, l'inclinaison de leurs plans et la position de la face la plus abrupte comparativement aux autres. Ce mode d'examen peut même être appliqué en petit; il

permettait à M. de Saussure de distinguer d'assez loin, dans les moraines des glaciers ou dans le lit des torrents, les blocs de roches granitoïdes ou porphyriques de ceux qui sont formés de roches schisteuses ou calcaires.

Chaque roche, chaque terrain présente ainsi des caractères de formes qui lui sont spéciaux. Les masses granitiques du Morvan, de la Lozère ou des Vosges, ont un faciès particulier; il en est de même des puys volcaniques de l'Auvergne, des pics basaltiques et phonolitiques du Velay et du Vivarais, des cimes trachytiques du Mont-Dore et du Cantal, qui se distinguent facilement des montagnes formées par le terrain de transition qui les entourent, telles que celles de Pierre-sur-Autre, de Tarare et du Cezallier.

Un géologue qui a déjà parcouru plusieurs contrées et gardé la mémoire d'un grand nombre d'observations de cette nature aura donc, en abordant une contrée nouvelle, d'autant plus de facilité pour reconnaître et classer les roches et les terrains. Sachant *à priori* quelles sont les lois qui ont produit les inégalités du globe, quelles sont les conditions générales de forme auxquelles ces inégalités sont assujetties, il pourra décider, après quelques excursions, s'il est dans une chaîne de montagnes ou dans un de ces groupes qui dérivent du phénomène des cratères de soulèvement; il aura distingué, s'il y a des roches soulevantes qui apparaissent au jour, quels sont leur nature, leur position relative et leur âge, il aura essayé une classification des roches sédimentaires en place ou soulevées, et il pourra déjà définir les plans de contact et les lignes d'intersection suivant lesquelles les minerais se montrent ordinairement concentrés.

Les indications générales fournies par les études géologiques pour la découverte des gîtes métallifères sont plutôt hypothétiques que directes, c'est-à-dire qu'elles se bornent à déterminer les points où les gîtes *peuvent* exister. Ces indications sont déjà précieuses, car elles impriment aux recherches cette marche normale, rationnelle, qui peut seule inspirer de la confiance;

mais, lorsqu'on est assez avancé dans l'étude géologique d'un district métallifère pour bien apprécier toutes les circonstances du gisement des minéraux qu'on recherche, elles deviennent bien plus positives.

L'exploration détaillée de la constitution géologique d'une contrée indique en effet, non-seulement les terrains où peuvent se rencontrer les gîtes métallifères, mais encore les parties de ces terrains où il y a le plus de chance de les trouver. Cela résulte de ce qui est dit, dans le premier volume, sur les roches métamorphiques, et sur les zones de contact des roches sédimentaires avec les roches ignées. Rappelons, par exemple, que certaines zones de gneiss et de schistes argileux au contact des porphyres, que certaines roches argileuses ou calcaires, altérées au contact des diorites des serpentines, sont de véritables plans de concentration des substances métallifères.

La connaissance exacte des caractères minéralogiques des gangues est aussi de la plus grande utilité lorsqu'on se borne à l'étude d'une contrée géologique bien définie. Dans certains districts, le sulfate de baryte, le spath-fluor, plus souvent encore certains quartz compactes, cristallins ou cariés, ou certains spaths calcaires, ferrifères et manganésifères, la topaze en Saxe, l'yénite et l'amphibole en Toscane, conduisent aux gîtes métallifères. D'autres fois, certains minerais communs et servant eux-mêmes de gangues, mènent à la découverte de minerais plus rares ; c'est ainsi que, dans quelques contrées, le fer spathique, le fer hydroxydé, la pyrite, sont les signes précurseurs de l'or, de l'argent, de la pyrite cuivreuse et du cobalt arsenical. Enfin, les indices les plus insignifiants en apparence, tels que la texture des roches, leur couleur, la structure des couches, peuvent souvent fournir des données importantes.

C'est surtout en étudiant le lit des ruisseaux et les sillons tracés sur les flancs des montagnes par les eaux torrentielles qu'on peut trouver quelques preuves de la présence des minerais dans une contrée montagneuse. Ces surfaces, couvertes de blocs, de galets et de sables, présentent en effet le résumé des caractères

minéralogiques de celles qui sont soumises à l'action des eaux. Le sable d'un torrent, soumis au lavage, indique-t-il l'existence de quelques parcelles de minerais, trouve-t-on quelques galets de leurs gangues habituelles, en remontant le lit de ce torrent, les particules deviendront plus distinctes, les galets plus gros et plus nombreux. A chaque affluent on répétera les recherches pour vérifier de quel côté ces *indices éloignés* auront été charriés; puis, remontant vers leur point de départ, on verra les fragments caractéristiques croître en nombre et en volume, jusqu'à ce qu'on soit conduit aux *indices directs*, c'est-à-dire aux affleurements des gangues et des minerais qui ont été les points de départ des indices éloignés.

Une fois amenées sur des affleurements, les études minéralogiques peuvent prendre plus de développement et fournir des données plus précises sur la valeur du gîte. On peut reconnaître si ce gîte est un filon régulier ou s'il appartient à une des diverses classes des gîtes irréguliers ; on peut mesurer sa direction, son inclinaison, sa puissance, et préciser ses rapports avec la stratification du terrain encaissant. En joignant à cet examen quelques essais chimiques des minerais, et surtout une appréciation aussi exacte que possible de la proportion qui existe entre les gangues et les minerais proprement dits, on aura complété ce qu'on peut appeler l'étude superficielle. S'il existe dans la même contrée des gîtes analogues à ceux dont l'exploration du sol a fait reconnaître l'existence, il importe de visiter avec soin les travaux dont ils ont été l'objet, d'apprécier les résultats qu'ils ont fournis, les caractères spéciaux de composition et d'allure qui y ont été observés. Les études géologiques sont bien vagues tant qu'elles ne sont pas appuyées sur des travaux souterrains, et l'analogie est un guide qui a d'autant plus de valeur qu'il permet de mettre à profit l'expérience acquise par les devanciers.

EMPLOI DES ROCHES DANS LES CONSTRUCTIONS.

Les roches des divers terrains, sédimentaires et ignés, sont

exploitées pour les constructions, pour l'ornement, pour le pavage, pour la fabrication des briques, tuiles ou poteries, et pour quelques fabrications industrielles. Peu de ces matériaux ont assez de valeur pour supporter des transports considérables, et chaque contrée a dû chercher dans son propre sol les éléments principaux de ses édifices.

C'est par suite de cette nécessité que la constitution géologique d'une contrée exerce une influence si remarquable sur les formes. et sur les caractères des constructions de toute espèce, influence qui s'est étendue sur les fabrications, les arts, et jusqu'à un certain point sur les habitudes des populations. Les caractères si divers que l'on remarque dans les villes de chaque pays sont évidemment le résultat immédiat des matériaux dont on a pu disposer.

Les **terrains de transition** sont presque toujours accompagnés de granites et de porphyres qui fournissent des matériaux remarquables par leur solidité et leur inaltérabilité. Malheureusement ces roches sont dures et difficiles à tailler, de sorte qu'elles ne peuvent guère être employées que dans les constructions de luxe. Les forts et les édifices publics de la Manche et de la Bretagne, construits avec le granite, sont des types de résistance et de solidité.

Les roches granitiques et porphyriques étant généralement trop coûteuses pour les maisons particulières, on se borne à les employer comme pierres d'appareil et l'on construit avec les variétés de schistes argileux ou micacés qui se présentent dans les meilleures conditions pour servir de moellons. C'est parmi les schistes argileux de ce terrain que l'on trouve accidentellement les schistes ardoisiers employés comme pierres tégulaires.

Le *granite* et les *schistes ardoisiers* peuvent supporter des transports considérables. Ainsi on a reconnu qu'à Paris la roche la plus résistante et la plus économique pour les bandeaux de trottoirs et pour certains dallages était le granite exploité aux environs de Cherbourg. Dans plus d'une occasion, le granite a même été amené de contrées plus éloignées, comme pierre d'or-

nement : il suffit de rappeler les blocs de granite gris de Laber, en Bretagne, qui forment le piédestal de l'obélisque de Luxor, taillé lui-même dans le granite rose d'Égypte ; et le beau granite porphyroïde de Corse, qui sert de soubassement à la colonne Vendôme.

Quant aux schistes ardoisiers, leur extraction aux environs d'Angers s'élève annuellement à une valeur de plus de deux millions. L'ardoise d'Angers, exploitée jusqu'à près de cent mètres de profondeur, constitue un banc puissant dans la formation silurienne; elle est d'une qualité tout à fait supérieure par sa structure régulièrement schisteuse et par sa texture fine et inaltérable ; les ardoises de Fumay, dans les Ardennes, exploitées pour l'est de la France, celles de la Maurienne, importées dans les villes du Midi, ne possèdent pas ces qualités au même degré, on ne peut guère leur comparer que celles de la Tarentaise.

Les parties supérieures du terrain de transition contiennent encore des couches de calcaire dur, compacte, quelquefois même saccharoïde, de couleurs foncées, qui peuvent fournir d'excellentes pierres d'appareil. Lors même que ces couches sont fissurées et impropres à la construction, elles sont encore très-recherchées pour la fabrication de la chaux (Sarthe, Mayenne, environs de Roanne).

Les *calcaires carbonifères*, partout où ils existent, fournissent des ressources d'autant plus précieuses à la construction que la plupart des surfaces de transition sont dépourvues de pierres à chaux. On en tire non-seulement de belles pierres d'appareil, mais la plus grande partie des marbres communs noirs, veinés ou tachetés, appelés en France petits granites, et qui sont principalement exploités en Belgique ; c'est le calcaire carbonifère qui fournit ce que l'on appelle la pierre bleue que l'on trouve en abondance dans les constructions de Mons, Namur, Tournay, Liége, etc....

La *formation houillère* proprement dite présente souvent des grès qui peuvent servir aux constructions : Saint-Étienne en est bâti, ainsi qu'Édimbourg et Bristol. Lorsque ces grès sont bien

sains et presque exclusivement quartzeux, comme à Saint-Étienne, ils sont en effet très-résistants; mais, lorsqu'ils sont mélangés de feldspath d'une décomposition facile, ils sont peu solides et peu durables. Quant aux schistes houillers, ils se délitent tous à l'air, et ne doivent pas même être employés comme moellons.

En résumé, les constructions sont peu favorisées sur les terrains de transition par les roches qu'ils renferment ; et, si l'on considère que les contrées ainsi composées sont généralement celles dont le niveau est le plus élevé, qu'elles sont en outre les plus accidentées et les plus montagneuses, on ne sera pas étonné que dans beaucoup de cas elles soient aussi les moins peuplées, et qu'il ait fallu des circonstances exceptionnelles pour que des villes importantes aient pu s'y développer.

Les **terrains secondaires** renferment abondamment la pierre de construction par excellence, le calcaire. Les calcaires secondaires sont généralement compactes, et, par conséquent, assez coûteux à tailler ; mais leur solidité donne aux édifices une durée précieuse et la vivacité des arêtes s'y conserve de la manière la plus heureuse. On recherche spécialement les variétés grenues ou finement oolitiques comme le calcaire de Caen, variétés qui sont à la fois faciles à tailler et suffisamment résistantes.

Les formations arénacées superposées à la formation houillère, le *grès rouge*, le *grès bigarré*, le *grès des Vosges* fournissent de bons matérianx. Le grès bigarré surtout est recherché dans la construction, parce qu'il est divisé en bancs qui vont toujours s'amoindrissant de bas en haut ; de telle sorte que les parties inférieures fournissent de très-belles pierres d'appareil. La partie moyenne présente des moellons plateux d'un emploi facile et économique, et sert aussi à une fabrication de meules à aiguiser très-développée dans les provinces voisines du Rhin. Enfin, les couches presque schisteuses de la partie supérieure fournissent une roche tégulaire très-lourde, il est vrai, et peu élégante, mais économique et durable. C'est surtout dans les départements de l'Est que ces grès sont exploités ; et la cathédrale de Strasbourg,

si hardie dans ses formes, si bien conservée dans ses détails de sculpture, est un exemple frappant de l'influence des matériaux sur la conception et la conservation des monuments. Sur le Rhin, les constructions de Manheim, Mayence, Bâle, etc., fournissent également de beaux exemples de l'emploi des grès bigarrés.

Au-dessus de ces terrains arénacés; les *calcaires liassiques* et *jurassiques* constituent la pierre la plus favorable aux constructions de toute nature. Il suffit de citer, comme bâties avec ces calcaires, Besançon, Nancy, Lunéville, Metz, Dijon, Bourges, Poitiers, Niort, la Rochelle; enfin Bayeux et surtout Caen, dont les carrières ont fourni les parties principales de Saint-Paul de Londres, et dont les pierres s'exportent encore, pour tous les détails des ouvrages gothiques, à Anvers, Rouen, etc. Les monuments de Lyon, l'hôtel de ville, l'hôpital, le théâtre, sont bâtis en calcaires de Villebois et de Couzon, que l'on a préférés aux granites des environs. Si l'on examine la position de toutes ces villes, les mieux construites après les villes capitales, on voit qu'elles sont placées sur le relèvement jurassique semi-circulaire qui encaisse les bassins crétacés et tertiaires.

La *craie* présente des caractères très-différents dans les parties septentrionale ou méridionale de la France : au nord, l'encaissement circulaire du bassin tertiaire, jusqu'aux relèvements du terrain jurassique, n'offre que la *craie blanche*, rarement susceptible d'un emploi passable, et plus souvent exploitée comme pierre à chaux que pour les constructions. La *craie-tufau* fait exception ; sans être une pierre d'appareil très-solide et durable, elle a cependant l'avantage d'être facile à exploiter, à scier, à tailler, et d'acquérir, en durcissant à l'air, une solidité suffisante. Cet avantage a été mis à profit dans la vallée de la Loire : Orléans, Angers, Tours, Saumur, sont bâties en craie-tufau ; Rouen et le Havre sont dans le même cas, bien que les constructions en briques y soient aussi très-répandues. La craie du Midi est dure, et fournit de très-bons matériaux lorsqu'elle n'est pas trop fendillée ; la ville d'Angoulême présente de belles constructions dont les matériaux sont entièrement dus à la craie.

Bien que chaque terrain de l'époque secondaire fournisse des matériaux mis en œuvre sur beaucoup de points, les assises calcaires sont habituellement si fendillées ou si peu homogènes, que bien des contrées ne peuvent se les procurer qu'à grands frais et préfèrent l'usage de la brique. Dans ce cas, les indications des cartes géologiques sont encore très-utiles pour signaler les parties argileuses des terrains. Il en est de même pour la recherche des *calcaires argileux* propres à la fabrication de la *chaux hydraulique*. Ces calcaires argileux se trouvent dans la plupart des cas, vers le plan de séparation des formations : par exemple, à la base des trois formations oolitiques, entre les étages argileux et calcaires ; les carrières de Pouilly, de Metz, celles du Nivernais, etc., satisfont toutes à cette loi de distribution.

C'est encore dans les terrains secondaires qu'on trouve des calcaires assez compactes pour servir de *pierres lithographiques* et fabriquer les carreaux polis connus sous la dénomination de *pierres de liais*. Enfin, ce sont les mêmes terrains qui, dans les contrées métamorphiques, peuvent fournir les marbres blancs et les marbres de couleur les plus homogènes et les plus propres à la sculpture comme à l'ornement. Les célèbres carrières de marbre de Carrare, et celles de la Toscane, appartiennent aux couches du terrain jurassique métamorphisées dans toute leur épaisseur par la sortie des roches serpentineuses et porphyriques. Les marbres des Pyrénées appartiennent au terrain jurassique ou crétacé, dont les assises calcaires ont été transformées à l'état de marbre par des influences analogues.

Les **terrains tertiaires** présentent des caractères de structure et de composition qui paraissent avoir eu des influences remarquables sur les constructions. Formés par les derniers dépôts de la mer, ces terrains constituent, dans presque tous les pays, les contrées les moins élevées, les moins accidentées par des révolutions postérieures ; des vallées larges, unies, y présentent les conditions les plus favorables aux communications rapides ; les fleuves y sont plus aptes que partout ailleurs à la navigation. Le sol à peine ondulé des bassins tertiaires devait donc appe-

ler les populations ; grâce aux avantages de leur position, ils jouissent, à latitude égale, plus que les terrains qui les ont précédés, d'une température douce et favorable à la végétation. Enfin, on trouve dans la composition variée des dépôts de cette époque des calcaires assez tendres pour que la taille en soit peu coûteuse et assez résistants pour les constructions monumentales ; on y trouve également les argiles les plus pures pour la fabrication des poteries et des faïences, le gypse ou pierre à plâtre, qui rend les constructions si faciles.

Aussi presque toutes les capitales de l'Europe se sont-elles développées sur le sol tertiaire : Paris, dont le *calcaire grossier* a fait la plus belle ville du monde, Bordeaux, Marseille, Bruxelles, Londres, sont situées sur le sol tertiaire. Dans des contrées moins peuplées, et sur une petite échelle, la vallée de la Limagne, celle du Puy, ne sont-elles pas, au milieu des déserts volcaniques et granitiques de l'Auvergne, du Velay et du Vivarais, des oasis qui résument tous les genres de supériorité des bassins tertiaires ?

Le bassin tertiaire le plus complet, celui de Paris, fournit non-seulement le *calcaire-moellon* et la *pierre à plâtre* pour les constructions ordinaires, la *pierre d'appareil* pour les façades, le *calcaire compacte* homogène pour les monuments et les grands travaux d'art, mais aussi la *meulière* commune pour les constructions qui réclament une roche capable de résister à la fois aux chocs et à l'humidité (égouts, parements de fortifications, etc.) ; le calcaire *siliceux-caverneux*, ou *pierre meulière* pour la fabrication des meules, qui, de la Ferté-sous-Jouarre, s'exportent jusqu'en Amérique ; le *grès* (de Fontainebleau) pour le pavage : le *sable quartzeux* le plus pur pour les verreries ; l'*argile commune* à briques (Auteuil, Vanvres), l'*argile figuline* et *plastique* pour les faïences (Montereau, Creil), et d'autres roches employées pour des usages moins généraux.

Les *plaines alluviales* n'offrent guère que quelques argiles limoneuses pour faire des briques (Saint-Quentin, Cambrai, etc.). Dans celles où les argiles manquent, on est obligé de bâtir, soit avec le pisé, soit avec des *galets*, des maisons sans aucune

solidité et d'un aspect misérable. Cependant on emploie dans l'Ouest (Doué, Savigné), sous la dénominatien de *grison*, une pierre tendre qui appartient à des alluvions anciennes (falhuns de la Touraine).

Dans certains cas, les alluvions renferment des blocs assez volumineux pour qu'on puisse les débiter et y prendre des matériaux de bonne qualité. Ainsi, aux environs de Groningue, on exploite les *blocs erratiques*, après les avoir cherchés, au moyen de sondes, dans les sables où ils sont noyés.

Cet aperçu rapide suffit pour indiquer les ressources que peuvent présenter les diverses formations géologiques.

C'est en parcourant les villes de l'Italie qu'on peut juger l'influence des matériaux sur les monuments et sur l'ensemble des constructions. Gênes doit la splendeur de ses palais aux carrières de marbre de Carrare et de Serravezza. Les macignos ont donné à Florence cet aspect caractéristique qu'offrent le palais ducal, celui de Strozzi, le palais Pitti et tant d'autres. A Rome, le travertin, pierre grossière et celluleuse, n'a pu convenir qu'à des constructions immenses, comme celles du Colisée, de Saint-Pierre, de Saint-Jean-de-Latran. Chacune de ces villes reçoit ainsi une physionomie spéciale des matériaux dont elle est construite, matériaux qui ont toujours dominé les architectes jusque dans les détails de l'ornementation.

La recherche et l'exploitation des pierres de construction peuvent rarement être l'objet de travaux assez dispendieux pour que les indications de la science sur la direction et la continuité des bassins et des couches puissent être mises à profit. Les explorations faites depuis des siècles ont, en quelque sorte, mis à découvert les ressources de chaque pays, du moins dans les limites de profondeur où le bas prix, indispensable aux matériaux de construction, doit nécessairement maintenir les exploitations.

Il faut d'ailleurs ne jamais perdre de vue que, bien que certaines assises, comme, par exemple, l'assise calcaire de la *grande oolite*, présentent plus souvent que toute autre cette consistance

et cette homogénéité de grain et de structure essentielle aux pierres d'appareil; il s'en faut que ces qualités soient constantes. Souvent les roches seront ou trop fissurées, ou d'un grain trop friable, ou gelives et trop faciles à se déliter pour être exploitées, et les carriers auront à découvrir bien des masses avant d'en trouver une qui fournisse de beaux blocs. Il ne suffit donc pas d'avoir déterminé le plan d'une couche que l'on croit devoir être bonne; il faut encore rechercher les parties de cette couche qui rempliront les conditions requises, recherches qui ne peuvent guère être faites qu'à ciel ouvert et par tranchées. Les parties les plus solides des formations superficielles forment généralement des saillies qui facilitent les explorations de ce genre.

Les matériaux de construction sont ceux dont l'extraction varie le plus, suivant les circonstances. En ce moment, par exemple, où les constructions ont pris en France un accroissement considérable, les exploitations souterraines sont suivies avec activité et déterminent de très-grandes excavations.

Les vides ainsi pratiqués autour et même au-dessous de Paris depuis sa fondation sont immenses. Un sixième de la ville, qui comprend principalement les quartiers Saint-Marcel, Saint-Jacques, Saint-Germain, Chaillot, est construit sur ces carrières connues sous la dénomination de catacombes; et on évalue les matériaux qui en ont été extraits à 12 millions de mètres cubes, dont un cinquième en pierres d'appareil. On sait que la plupart des grandes villes possèdent, comme Paris, des catacombes; celles de Rome et de Naples sont très-célèbres et ont évidemment la même origine.

Outre les pierres de construction, les roches sédimentaires fournissent beaucoup de matières premières destinées à certaines industries ou à l'agriculture, telles que les kaolins, les argiles réfractaires, les argiles pyriteuses, les gypses, les sables, les marnes, etc.

Parmi les kaolins et les argiles, on peut citer en France les kaolins des environs de Limoges (Haute-Vienne); les argiles réfractaires de Forges, de Bollène, du Teil, etc.

Parmi les carrières de *plâtre*, celles du bassin tertiaire de Paris alimentent tout le nord de la France; le Midi est principalement approvisionné par les gypses contenus dans les marnes irisées à Saint-Léger-sur-Dheune et sur quelques autres points du département de Saône-et-Loire. Les gypses tertiaires du Puy-de-Dôme, ceux de la Côte-d'Or, des environs d'Aix et de Carcassonne, fournissent encore d'une manière notable à la consommation, soit pour les constructions, soit pour l'amendement des terres.

Citons enfin, parmi diverses terres exploitées, les *argiles pyriteuses* du Soissonnais, employées pour la fabrication de l'alun et de la couperose, et dont les résidus constituent un engrais puissant; citons également certaines roches exploitées uniquement pour servir d'engrais : telles sont les marnes recherchées pour l'amendement des terres sablonneuses; telle est la *tangue*, sable en grande partie composé de coquilles brisées, qu'on extrait surtout sur les côtes de la Normandie, et dont l'exploitation a pris un développement considérable.

ÉTUDE DES FORMES DU SOL.

La configuration du sol est un sujet d'étude non moins important sous beaucoup de rapports que celui de sa composition; les formes extérieures donnent souvent la clef de la structure intérieure, et facilitent le tracé de coupes résumant les connaissances que l'on a pu rassembler sur la géologie d'une contrée. Les anciens géologues ne séparaient jamais l'étude de la configuration superficielle d'un pays de celle des roches et des formations. La configuration du sol et son altitude exercent en effet la plus grande influence sur les conditions de température et sur la végétation.

Lorsqu'on a étudié les lignes géographiques d'une contrée, de manière à pouvoir bien apprécier sa forme superficielle, on a singulièrement facilité le tracé des lignes géologiques. Il y a, en effet, une concordance presque constante entre les lignes de

forme et celles de composition; de telle sorte, qu'une fois fixé sur les premières, le régime des secondes devient beaucoup plus facile à tracer. Ainsi les bassins hydrographiques ont avec les bassins géologiques des relations telles, qu'après avoir déterminé le régime des soulèvements qui ont accidenté un pays on peut présumer sur-le-champ la marche que doivent suivre les zones d'affleurement.

Si par exemple les mouvements qui ont accidenté le sol ont eu lieu avant le terrain tertiaire, on peut prévoir non-seulement la position des alluvions qui sont parallèles aux cours d'eaux actuels et qui s'élèvent à des niveaux que l'observation conduit à déterminer, mais encore les contours des bassins tertiaires grossièrement parallèles à ceux des bassins hydrographiques, et d'autant plus développés en étendue que les lignes de partage sont moins saillantes.

Les masses soulevantes forment des points culminants qui suivent une certaine direction; les contours de ces masses une fois déterminés facilitent le tracé des zones d'affleurement des terrains soulevés qui s'appuient sur ces masses. Les lignes d'affleurement présentent en effet leurs tranches successives et imbriquées, depuis les plus anciennes jusqu'aux plus modernes, à mesure qu'on descend sur les flancs du sol accidenté, en suivant des lignes normales aux plans de soulèvement.

Il n'est donc pas nécessaire de suivre pas à pas les lignes d'affleurement pour les rapporter sur une carte géologique; une fois le régime de ces lignes bien apprécié, la partie intermédiaire entre deux points observés peut être conclue dans des limites d'exactitude très-resserrées. Enfin, après avoir tracé les contours des bassins des divers dépôts sédimentaires, il est facile d'en conclure le régime souterrain de la stratigraphie et de définir ce régime par des coupes. On appréciera tout le parti à tirer de cette méthode de travail en étudiant avec soin les belles cartes géologiques de la France, de l'Angleterre et de l'Allemagne, et en appliquant sur ces cartes les principes de tracé que nous venons d'indiquer rapidement.

Dans toute exploration de ce genre, l'ingénieur doit déterminer la situation absolue de points fixes qui puissent servir de repères pour la construction de ses cartes. A cet effet, il lui faut : 1° mesurer la hauteur absolue ou relative d'un point ; 2° les pentes de certains versants ou thalwegs; 3° les distances ; 4° enfin, les directions rapportées, soit au nord magnétique, soit au nord vrai.

Les divers instruments dont on fait usage doivent avant tout être portatifs; comme il faut opérer promptement, on préférera les moyens approximatifs à ceux qui offrent plus de précision, mais qui nécessitent un matériel encombrant et de longues préparations.

La boussole est l'instrument essentiel du géologue : la plus ordinairement employée a la forme d'une montre de 6 à 8 centimètres de diamètre. La position de l'aiguille, qui doit être montée sur chape d'agate, est indiquée par un limbe divisé en 360 degrés. Les points cardinaux sont marqués, le Nord, N. à 0°; le Sud, S. à 180°. Sur les boussoles divisées en quatre fois 90 degrés, les positions de l'Est et de l'Ouest sont quelquefois interverties, c'est-à-dire que l'Est se trouve à gauche et l'Ouest à droite. Voici pourquoi : supposons que l'observateur mire un point situé au Nord, 35 degrés ouest : il cherchera d'abord la direction Nord, fera coïncider le point N. avec l'extrémité de l'aiguille bleue; puis, pivotant sur lui-même et tournant vers la gauche, il dirigera la ligne N.-S. sur le point qu'il a choisi pour mire : l'aiguille, restant dans sa direction, se transporte alors sur 35°; c'est elle qui marque l'angle décrit, et on lit en même temps N. 35° O., tandis que, s'il n'y avait pas eu inversion dans la notation, on aurait pu se tromper en lisant N. 35° E.

Il est important, lorsqu'on prend note des directions, de mentionner si l'on fait usage du Nord magnétique ou du Nord vrai. On sait, par exemple, que, dans nos latitudes, la déclinaison de l'aiguille aimantée est moyennement de 22° O., mais cette déclinaison varie rapidement lorsqu'on se déplace, et de plus elle n'est pas constante dans un même pays. Le mieux est donc

de ne pas faire immédiatement la correction qu'il sera plus facile de faire après, mais il est indispensable de mentionner la règle qu'on aura suivie, sans quoi les indications perdraient toute valeur.

La boussole de poche est munie d'un perpendicule destiné à mesurer approximativement les inclinaisons. Un taquet mobile permet de placer la ligne N.-S. de la boussole suivant l'inclinaison qu'on veut mesurer; cette ligne est le diamètre d'un demi-cercle, et le perpendicule indique l'inclinaison cherchée, sur la graduation de ce demi-cercle.

Ceux qui ont levé des plans à l'aide de la boussole comprendront le parti précieux qu'on peut tirer de la boussole de poche pour relever une multitude de directions qui, étant orientées par rapport à d'autres points connus, permettront de déterminer la position d'autres points qui ne l'étaient pas. L'usage continuel que l'on en fait détermine quelquefois à adopter la boussole de réflexion avec alidade, soit celle dite de Burnier, où le mirage est facilité par un double fil vertical qui permet de lire avec exactitude, au moyen d'une loupe, la notation sur un limbe mobile. On peut également employer pour mesurer les inclinaisons un éclimètre portatif.

Le moyen le plus usité pour mesurer les hauteurs est le baromètre, dont les indications, constatées sur les points qu'on veut mesurer, sont ensuite comparées à celles qui doivent être constatées en même temps sur un autre baromètre placé en un point dont la hauteur est connue. Ces baromètres sont pourvus de thermomètres placés de telle sorte que leur notation puisse être considérée comme indiquant la température du mercure des baromètres. L'observateur doit, en outre, être muni d'un thermomètre destiné à constater la température de l'air ambiant.

On peut, par le moyen de ces baromètres et des tables de calcul, mesurer les hauteurs d'une manière très-expéditive et sans s'exposer à une chance d'erreur de plus de $\frac{3}{1000}$. Pour cela, deux baromètres étant construits dans des conditions identiques de dimensions, échelles, verniers, position des thermo-

mètres, etc., un observateur placé à la station inférieure, par exemple dans la ville la plus voisine des hauteurs qu'on se propose de mesurer, prend les notations exactes de H (hauteur du baromètre), T (température du thermomètre adhérent), *t* (température de l'air ambiant au moyen d'un autre thermomètre suspendu dans l'air). Les observations sont faites à une heure convenue et pendant tout le temps que l'autre observateur fonctionne de son côté.

Celui-ci, muni des mêmes instruments, arrive successivement sur les points dont il veut mesurer les hauteurs, s'arrête, et prend les mêmes notations de *h*, T' et *t'*. A cet effet, il suspend son baromètre à l'ombre, ainsi que son thermomètre pour l'air ambiant, et consacre environ une demi-heure à chaque station; enfin, il note exactement sur son carnet l'heure de l'observation. Il pourra ainsi parcourir une série de hauteurs; puis, en rentrant, il relèvera sur le carnet de la station inférieure les observations qui correspondent aux heures de celles qu'il a faites de son côté, et il obtiendra les nombres cherchés d'après la formule[1] ou d'après les tables préparées pour faciliter les calculs.

[1] La comparaison entre les deux baromètres donne la hauteur relative cherchée, d'après ce principe que les densités de l'atmosphère décroissent, à mesure qu'on s'élève, en progression géométrique, tandis que les hauteurs décroissent en progression arithmétique. Or la densité d'une couche d'air dépend de la pression qu'elle supporte et est indiquée par la colonne barométrique : donc elle est indiquée par le logarithme de la densité; donc la hauteur d'un point *h*, au-dessus d'un autre qui est déterminé H, est donnée par

$$x = \text{logarithme } H - \text{logarithme } h.$$

En calculant une table d'après ce système de logarithmes, on déterminerait une hauteur par deux observations barométriques. En comparant un grand nombre de mesures trigonométriques avec les mesures barométriques, on a reconnu qu'il suffisait, pour les rendre sensiblement égales, de multiplier les logarithmes ordinaires par le coefficient 18 317. En se servant des logarithmes des tables, la formule est donc

$$x = 18\,317\ (\log.\ H - \log.\ h).$$

Mais, pour arriver à cette conclusion, il faut admetre 1° que la température du mercure des deux baromètres est identique; 2° que l'air est à 0° et entière-

Pour les mesures de distance, on emploiera avec avantage la lunette dite *micromètre de Rochon*, avec laquelle on peut évaluer une distance d'après l'angle sous lequel on voit un objet de grandeur connue.

C'est une lunette ordinaire, dans laquelle, au moyen d'un prisme biréfringent de quartz, les images transmises à l'oculaire se trouvent doublées, l'écartement des deux images étant proportionnel à l'éloignement de l'objet qui sert de mire. Cet écartement des deux images est à son maximum lorsque le prisme est tout près de l'objectif, et ce maximum correspond, dans les conditions ordinaires de ces micromètres, à un angle de 40 à 50 minutes. Si l'on rapproche le prisme de l'oculaire, les deux images se rapprochent aussi et finissent par se superposer. A un certain point de cette course, les images sont tangentes l'une à l'autre, et c'est à ce point que l'indicateur de la position du prisme marque, sur la graduation, la valeur en minutes et secondes de l'angle sous-tendu par l'objet miré. Une fois cette valeur obtenue, il ne reste plus qu'à voir sur les tables par quel nombre il faut multiplier la grandeur connue de l'objet miré, pour obtenir la distance qui en sépare l'observateur.

Il suffira de parcourir les tables micrométriques qui établissent les rapports du rayon à la tangente, pour reconnaître que la mire dont on se servira, pour évaluer les distances, doit être d'autant plus grande que les distances seront plus longues. Pour des distances de 100 et 200 mètres, une mire d'un à deux mètres peut suffire ; à 400 mètres, il faut que cette mire soit doublée, et ainsi de suite, pour que l'erreur soit réduite à son minimum.

Avec ce petit matériel, auquel le géologue peut joindre encore un *sextant* de poche pour mesurer tous les angles, il peut relever avec précision la position de tous les points qu'il a ob-

ment sec ; 3° que la gravité est partout ce qu'elle est au 45° de latitude. Il faut donc introduire des corrections pour chacun de ces éléments d'erreur, et la formule devient

$$x = 18\,375\ (1 + 002)\ (t - t')\ (\log. H - \log. h)\ 1 + 0{,}00018\ (T - T').$$

servés, de toutes les lignes qu'il a parcourues. Ces points une fois rapportés sur la carte ou sur des coupes, il pourra conclure le régime probable des lignes qu'il n'a pas suivies, et arriver ainsi au double but, de préciser d'abord ses observations, et de les généraliser ensuite en les complétant par des considérations sur l'ensemble du pays.

On tire également un parti très-utile, pour l'étude géologique d'une contrée, de l'examen des cours d'eau et de leurs pentes. C'est en consultant le régime des eaux, c'est-à-dire la direction des cours d'eau principaux ou secondaires, leur groupement et leurs relations, qu'on pourra définir les traits caractéristiques de l'accidentation d'un pays; l'existence d'un cratère de soulèvement, d'une chaîne de montagnes, est immédiatement indiquée par leur disposition.

Le meilleur moyen de définir rigoureusement sur une carte la forme d'une contrée, c'est de tracer des courbes horizontales qui indiquent tous les points d'un même niveau; ces courbes suffisamment rapprochées produisent des ombres, et ces ombres sont d'autant plus fortes que les pentes sont plus considérables. Toutes les lignes ainsi tracées sont parallèles au sphéroïde des mers; ce sont les traces des rivages qui se formeraient si on supposait que le niveau des mers s'élevât graduellement. Ainsi le plus exact et le plus saillant de ces horizons nous est fourni par le tracé des côtes actuelles.

Les lignes de plus grande pente sont généralement perpendiculaires aux courbes horizontales, de telle sorte que, si on les connaissait exactement, elles pourraient aussi conduire à la représentation rigoureuse des accidents superficiels.

Les cours d'eau de toute nature forment, sur les cartes, un réseau compliqué qui fournit une importante série de renseignements sur la forme de la contrée. Si ces lignes géographiques étaient accompagnées des pentes moyennes, elles pourraient même conduire à déterminer approximativement les hauteurs d'un grand nombre de points. Quelques exemples sur les pentes des fleuves les plus connus peuvent donc être quelquefois utiles;

d'autant que le régime de la navigation fournit des points de comparaison très-précis sur la vitesse des eaux et par suite sur la pente des thalwegs.

Nous avons expliqué dans le premier volume comment les fleuves présentent généralement trois régimes distincts, qui sont ceux des plus grandes pentes, des pentes moyennes et des faibles pentes. Ces régions sont parfaitement définies par l'examen de leurs fonctions hydrographiques et de leurs effets; ce sont : 1° la région du bassin de réception, région où les eaux sont à la fois rapides et très-ramifiées; 2° celle du canal d'écoulement, où le volume principal des eaux, étant réglé et éloigné de la région des sources, se trouve en même temps soumis à un régime de pente moyenne plus constante; 3° enfin la région des dépôts qui constituent ordinairement les deltas d'embouchure, région où les eaux, ayant perdu leur vitesse, abandonnent les parties terreuses qu'elles tenaient en suspension.

Les pentes de quelques-uns des principaux cours d'eau dans les trois cas précités se trouvent indiquées dans le tableau suivant emprunté aux leçons de géologie pratique de M. Élie de Beaumont.

		Degrés.	Pente par mètre
Pentes dans les régions de dépôts.	Rhône, d'Arles à son embouchure	0° 0′ 8″	0,000039
	Rhin, en Hollande.................	0° 0′ 8″	0,000039
	Nil, du Caire à son embouchure..	0° 0′ 5″	0,000023
	Mississipi, du canal Michigan à la mer..	0° 0′ 14″	0,000058
Faibles pentes des canaux d'écoulement.	Seine, après le confluent de l'Oise.....	0° 0′ 18″	0,000087
	Seine, à Paris..........	0° 0′ 21″	0,000109
	Saône, de Châlon à Lyon.	0° 0′ 19″	0,000086
	Saône, de Gray à Châlon............	0° 0′ 26″	0,000122
	Loire, d'Orléans à Paimbœuf..........	0° 0′ 30″	0,000260
Fortes pentes des canaux d'écoulement.	Rhône, à Avignon..................	0° 1′ 24″	0,000409
	Rhône, moyenne de Lyon à Arles.... .	0° 1′ 54″	0,000553
	Rhône, de Lyon à Cordon...........	0° 3′ 18″	0,000954
	Rhin, à Vissembourg................	0° 1′ 21″	0,000395
	Rhin, moyenne, de Bâle à Cologne ...	0° 2′ 13″	0,000647
	Rhin, près Strasbourg.....	0° 2′ 8″	0,000610
	Rhin, à Bâle.......................	0° 3′ 19″	0,000964
	Doubs, à Besançon..	0° 3′ 26″	0.001000

Cette pente de $\frac{1}{1000}$ est la limite devant laquelle s'arrête la navigation ; au delà, les cours d'eau deviennent torrentiels, et les pentes sont très-difficiles à apprécier, parce que la vitesse des eaux varie très-rapidement suivant leur volume. Les larges cours d'eau torrentiels des Alpes ont une pente moyenne de 0,005 ou 51′ 40″ et les exemples suivants donnent la mesure des pentes dans les bassins de réception :

		Degrés.	Pente par mètre.
Pentes dans les bassins de réception.	L'Arve, au-dessous de Saint-Gervais	0° 45′	0,01009
	La Mohl, en Carinthie....................	1° 0′	0,01700
	Torrents des Alpes......................	1° 8′	0,02000
	Torrents à cascades......................	3° 26′	0,06000

Les torrents qui ont des pentes de 0,02 à 0,06 par mètre sont ceux qui produisent des actions si violentes dans les chaînes de montagnes, tant par leurs érosions que par l'accumulation des dépôts qu'ils amènent dans les vallées où ils débouchent.

En général, on s'exagère beaucoup les pentes des versants, et le coup d'œil trompe dans une très-grande proportion lorsqu'on cherche à évaluer ces inclinaisons. Cela résulte de ce que l'observateur placé vis-à-vis un versant voit en raccourci toutes les lignes perpendiculaires à ce versant, tandis qu'il apprécie à leur longueur réelle les lignes verticales. Les escarpements formés par les roches vives peuvent seuls dépasser des pentes de 30 à 35°, qui sont celles que prennent naturellement tous les matériaux détritiques. Ainsi les pentes de l'Etna, du Vésuve et des cônes d'accumulations volcaniques, varient ordinairement de 25 à 32°. A cette limite de 32°, si l'on vient à jeter quelques-uns des blocs de lave ou de scories qui forment ces accumulations, ces blocs ne tardent pas à en entraîner d'autres par leur choc et à produire de véritables éboulements. Ces pentes de 32° sont très-difficiles à monter, et sur des pentes de 45° on ne peut monter qu'au moyen de marches formant des escaliers, comme on en a pratiqué en un grand nombre de points dans les sentiers des Alpes. Quant aux roches vives, elles peuvent présenter des escarpements encore plus prononcés ; mais, si l'on prend les

pentes moyennes sur de grandes distances, abstraction faite des escarpements de détail, on les trouve généralement très-faibles. Ainsi les pentes moyennes des versants principaux des Alpes ne dépassent guère 8 à 15 degrés.

Il résulte de cette disposition qu'un paysage dessiné ne représente généralement que la forme apparente des montagnes, et non la forme réelle; les pentes y sont toujours exagérées, et, si l'on vient à en relever les contours réels par un moyen géométrique, on arrive à des formes beaucoup plus surbaissées. Un modèle en relief exprimant les hauteurs et les longueurs sur la même échelle semble excessivement plat; à tel point que ceux qui exécutent ces modèles adoptent presque toujours pour les hauteurs une échelle au moins double de celle des longueurs.

FORMES DES GITES MINÉRAUX A EXPLOITER.

Les études géologiques fournissent les premières données sur les travaux à entreprendre pour exploiter un gîte minéral. Elles définissent ses dimensions et les conditions probables de son allure souterraine.

Les formes des *couches* sont celles de masses minérales aplaties, comprises sous deux plans parallèles et partageant l'allure stratifiée des dépôts dans lesquels elles sont comprises. Lorsqu'on a mesuré la puissance et l'inclinaison d'une couche, qu'on a examiné les détails de sa structure dans toutes les parties accessibles, on peut donc faire une coupe et une carte qui en déterminent la position souterraine probable sous une certaine étendue de terrain.

Si la couche est horizontale, et qu'on en découvre les affleurements en montant un coteau, on pourra tracer également les courbes de niveau qui indiqueront la position de cette couche dans une partie de la contrée; on pourra chercher son prolongement sur les versants opposés où il doit se retrouver aux mêmes niveaux et dans les mêmes relations de position avec les dépôts supérieurs ou inférieurs.

Les *filons* se présentent également sous forme de masses minérales aplaties, comprises sous deux plans à peu près parallèles; mais ils coupent, sous des angles quelconques et généralement compris entre 45° et la verticale, la stratification des terrains qu'ils traversent. Ce sont des cassures postérieurement remplies, dont le toit et le mur présentent des ondulations généralement plus prononcées que le toit et le mur d'une couche stratifiée. Nous avons donné, dans la partie géologique de cet ouvrage, tous les détails qui peuvent faire apprécier les conditions de l'allure des filons, et par conséquent aider à tracer l'allure probable d'un affleurement à l'aide de plans et de coupes.

Lorsqu'un affleurement vient d'être découvert, on commence par conséquent, au moyen de quelques travaux de défoncement du sol, à constater sa puissance, à mesurer sa direction et son inclinaison; un tracé graphique permet ensuite de juger facilement si un puits ou une galerie peuvent le recouper et à quelle profondeur.

Les *amas* et *stockwerks* présentent généralement de grandes dimensions et des formes tout à fait irrégulières, de telle sorte que les considérations qui peuvent aider à faire un tracé d'allure probable d'un de ces gîtes, d'après les parties visibles, sont purement locales et ne peuvent être généralisées. La plupart des gîtes de très-grande dimension appartiennent à cette catégorie et ne peuvent être exploités que par des méthodes spéciales.

Les gîtes minéraux sont souvent interrompus et modifiés par des accidents que nous avons définis. Il importe, même dans une étude superficielle, d'examiner si ces accidents existent et s'ils interrompent l'allure des couches ou des filons. Nous avons signalé l'existence fréquente des *failles*, dans les filons et dans les couches.

Les terrains qui contiennent des gîtes en couches ou en filons, surtout lorsqu'ils appartiennent à des époques anciennes, comme les formations de transition et les formations houillères, ou bien lorsque leur surface annonce des bouleversements intérieurs, sont sillonnés d'une multitude de cassures de chaque côté des-

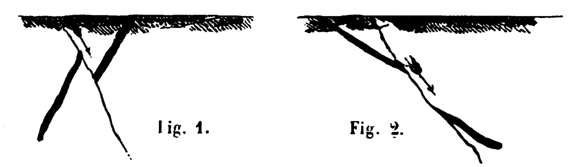
quelles les parties fracturées ont été déplacées. Il en résulte qu'une couche, par exemple, dont le plan était autrefois continu, se trouve divisée en un certain nombre de fragments irréguliers, isolés et situés à des niveaux différents.

Lorsqu'une galerie ouverte dans une couche ou un filon arrive à une faille, elle rencontre subitement une surface de roche, droite ou inclinée. Si la cassure a de l'épaisseur et se trouve remplie de terre, elle traversera le remplissage avant d'arriver à cette surface qui est le toit ou le mur de la faille.

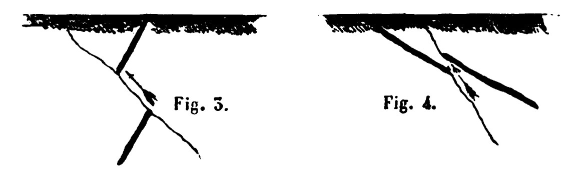
Cette faille est évidemment une cassure de même origine que les filons ; elle interrompt le gîte, et presque toujours rejette les deux parties fracturées à des distances plus ou moins grandes et à des niveaux plus ou moins différents. Il s'agit de reconnaître le sens et l'intensité du *rejet*.

La loi de Schmidt peut être considérée comme présentant les quatre cinquièmes de probabilité. Elle peut s'énoncer ainsi qu'il suit : *Le toit de la faille a glissé sur son mur, suivant le sens de la pesanteur*.

Les figures 1 et 2 représentent deux filons coupés par des failles et rejetés suivant la théorie. Dans un cas (fig. 1) le plan de la faille suit une inclinaison inverse de celle du filon, et dans


Fig. 1. Fig. 2.

l'autre cas (fig. 2), les inclinaisons du filon et de la faille sont dans le même sens.


Fig. 3. Fig. 4.

Les figures 3 et 4 représentent deux rejets contre la théorie, suivant les deux hypothèses précédentes.

On peut résumer ainsi la loi des rejets.

Les filons qui se croisent sont à pente *recte*, c'est-à-dire que leurs inclinaisons sont dans le même sens; ou bien ils sont à pente *inverse*, c'est-à-dire que leurs inclinaisons sont en sens contraire.

Dans le cas d'une pente *recte*, les rejets suivant la théorie ont lieu du côté de l'angle obtus, et les rejets contre la théorie sont du côté de l'angle aigu (fig. 2 et 4). Dans le cas d'une pente *inverse*, les rejets suivant la théorie sont du côté de l'angle aigu et les rejets contre la théorie sont du côté de l'angle obtus (fig. 1 et 3).

On remarquera dans ces dispositions de failles deux particularités essentielles : dans la première, la couche se double sur elle-même par l'effet du rejet; dans la seconde, il y a, au contraire, suivant la direction, une zone d'interruption qui, projetée sur le plan horizontal, forme une surface stérile d'autant plus large que le rejet est plus considérable.

Si le rejet est produit par une cassure exactement verticale, on ne peut déterminer le sens du rejet que par l'étude détaillée des roches du toit et du mur du gîte, que l'on compare ensuite à celles dont les affleurements sont visibles.

En ce qui concerne les couches : lorsqu'une couche horizontale est coupée par une faille suivant la théorie de Schmidt, le rejet se trouve placé du côté de l'angle obtus formé par son plan et celui de la faille. Comme les couches sont le plus souvent dans une position rapprochée de l'horizontale, on énonce quelquefois comme une règle que le rejet doit se trouver du côté de l'angle obtus; mais cette locution doit être évitée, parce qu'elle se trouve complétement inexacte lorsque les gîtes sont fortement inclinés et que la pente de la faille est inverse.

Les couches de houille, lorsqu'elles sont coupées par des failles, présentent quelques éléments particuliers pour la solution des problèmes relatifs aux rejets. Elles ont laissé très-sou-

vent un filet ou des traces de houille dans la faille, de manière à indiquer le sens du rejet par une sorte de traînée charbonneuse que l'on suit par une galerie ou par une descenderie avant d'entreprendre un travail définitif.

Souvent aussi l'allure de la couche, avant la faille, indique le sens du rejet par les ploiements qu'elle a subis. Ainsi dans beaucoup de cas une couche s'incline en s'amincissant de manière à indiquer la marche de l'accident.

La solution des problèmes de structure que présentent les failles est singulièrement facilitée par les études géologiques ; on arrive à savoir ainsi quelles sont les failles principales d'une contrée, quelle est leur direction moyenne, dans quel sens et de combien elles rejettent ordinairement les couches. Il est rare, d'ailleurs, qu'en examinant une certaine épaisseur des terrains dans lesquels se trouvent compris une couche ou un filon, on n'arrive pas à en trouver une dont les caractères minéralogiques soient assez spéciaux et assez apparents pour qu'on puisse la retrouver partout où elle existe et s'en servir comme d'un horizon géologique. Les conditions de gisement et de tracé de cet horizon servent à résoudre tous les problèmes qui résultent des ploiements et des failles qui affectent l'ensemble du terrain.

En résumé l'étude géologique des surfaces conduit non-seulement à la découverte des gîtes minéraux, mais fournit des données premières sur leur composition, leur étendue, leur puissance, leurs accidents et sur les probabilités de leur allure souterraine. Il faut ensuite compléter les résultats obtenus par des travaux qui, suivant les minéraux dont l'existence a été constatée, arriveront à créer des mines, minières ou carrières.

On appelle *mines* les exploitations de minerais d'argent ou d'or, de plomb, cuivre, zinc, étain, fer, cobalt, nickel, manganèse et autres métaux ; de houille, lignite ou anthracite ; de soufre, alun ou sulfates à bases métalliques ; substances qui se trouvent en roches sous forme de couches, amas, filons ou stockwerks.

On désigne sous la dénomination de *minières* certaines exploi-

tations portant sur des couches superficielles ou très-rapprochées de la surface, telles que les couches de minerais d'alluvion, de tourbes, etc.

Enfin on appelle *carrières* les exploitations de roches pour l'usage de construction, pavage, etc., telles que granites, calcaires, gypses, argiles, marnes, schistes ardoisiers, grès, etc.

Ces distinctions, établies par la loi entre les mines, minières et carrières, concordent précisément avec des différences caractéristiques dans le gisement et dans les méthodes d'exploitation.

CHAPITRE PREMIER

EXPLORATION DU SOL PAR TRANCHÉES, GALERIES, PUITS OU SONDAGES.

La science de l'exploitation des mines embrasse tous les procédés, moyens ou méthodes qui ont pour but l'extraction des minéraux utiles; elle doit encore définir le gîte, veiller à son aménagement et préparer l'avenir. Tel est le but de cette réunion d'études spéciales et de procédés empruntés en partie à la Géologie et à la Mécanique, réunion qui présente à la fois les vues théoriques les plus étendues et les détails pratiques les plus minutieux.

Les indices fournis par l'étude des terrains ne peuvent amener qu'à découvrir les affleurements des gîtes minéraux, et à faire apprécier approximativement leur composition, leur forme, leur puissance, leur direction. Pour constater d'une manière positive tous ces éléments, essentiels à connaître avant toute exploitation, il faut nécessairement ouvrir des *travaux de recherche*. Cette exploration directe des gîtes peut se faire soit à ciel ouvert, par des *tranchées*, soit par des ouvrages souterrains, *puits* ou *galeries*; soit enfin par *sondages*, c'est-à-dire en forant dans le sol des trous de cinq, dix, vingt centimètres de diamètre, qui, dans beaucoup de cas, suffisent pour donner, sur la composition souterraine des terrains, des notions assez exactes.

Les premières études de l'exploitation ont donc naturellement pour objet les divers moyens d'excavation qu'on doit employer suivant la nature du sol, et ce qu'on peut appeler l'*outillage* des mines. Werner a classé de la manière suivante les divers ter-

rains, d'après leur résistance à l'excavation et d'après les divers moyens employés pour les attaquer.

1° Les *roches ébouleuses*, telles que les terres décomposées ou terres végétales, les terres sablonneuses ou limoneuses, les sables et cailloux roulés, les débris de toute nature qu'il suffit de défoncer avec la *pioche*, pour les enlever ensuite et les charger avec la *pelle*.

2° Les *roches tendres*, roches non scintillantes, c'est-à-dire ne faisant pas feu au choc de l'acier, telles que la houille, le sel gemme, les argiles, les argiles schisteuses du terrain houiller, les schistes ardoisiers, les calcaires grossiers ou oolithiques, crayeux ou marneux, les gypses, les alluvions ou débris agglutinés par un ciment calcaire ou ocreux. Toutes ces roches peuvent être attaquées au *pic* et être abattues avec des *masses*, des *coins* et des *leviers*.

3° Les *roches traitables*, composées de roches non scintillantes, mais compactes et tenaces, ou de roches scintillantes, mais à texture lâche : tels sont, parmi les premières, les marbres, les serpentines, les schistes métamorphiques métallifères dont le kupferschiefer du pays de Mansfeld peut offrir le type, les hématites brunes et rouges non compactes et non quartzeuses ; parmi les secondes se placent le grès houiller ou l'arkose, le grès exclusivement siliceux de Fontainebleau, le calcaire un peu siliceux, les roches cristallines avec commencement de décomposition. Ces roches sont attaquées au moyen de la *poudre*, mais on y joint l'action des outils, tels que les *pics à rochers*, les *masses*, les *coins*, les *leviers*, et les *pointeroles*. Ces outils peuvent même suffire au travail dans un grand nombre de cas.

4° Les *roches tenaces*, toutes scintillantes, telles que le fer oxydulé, les hématites compactes, les pyrites de fer et de cuivre, le fer arsenical, tous les minerais ayant pour gangue le quartz, l'yénite et l'amphibole ; la plupart des roches quartzeuses, les granites, les porphyres, les basaltes. Ces roches ne peuvent être abattues qu'à la *poudre*.

5° Enfin, certaines roches appelées *récalcitrantes*, telles que

le quartz non fendillé, pur ou servant de gangues à quelques minerais, tels que l'oxyde d'étain, le cuivre gris, la galène, la blende et les pyrites, avec lesquels il constitue un mélange presque intime. Ces roches ne sont exploitées que lorsqu'elles sont riches : leur nature, à la fois dure et tenace, en rend l'abattage trop dispendieux. Cependant, lorsqu'il est nécessaire de les attaquer, on substitue souvent à l'emploi de la poudre l'action successive du *feu* et des *pointeroles*.

PROCÉDÉS D'EXCAVATION. OUTILS.

Entailler, abattre, recueillir, telle est la marche du mineur, soit qu'il fonce des puits, perce des galeries ou procède à l'abattage des roches. Pour entailler ou couper, il se sert, dans les roches ébouleuses, de pioches, *carrées* si ces roches ne présentent pas de nodules résistants, *aiguës* si elles en présentent.

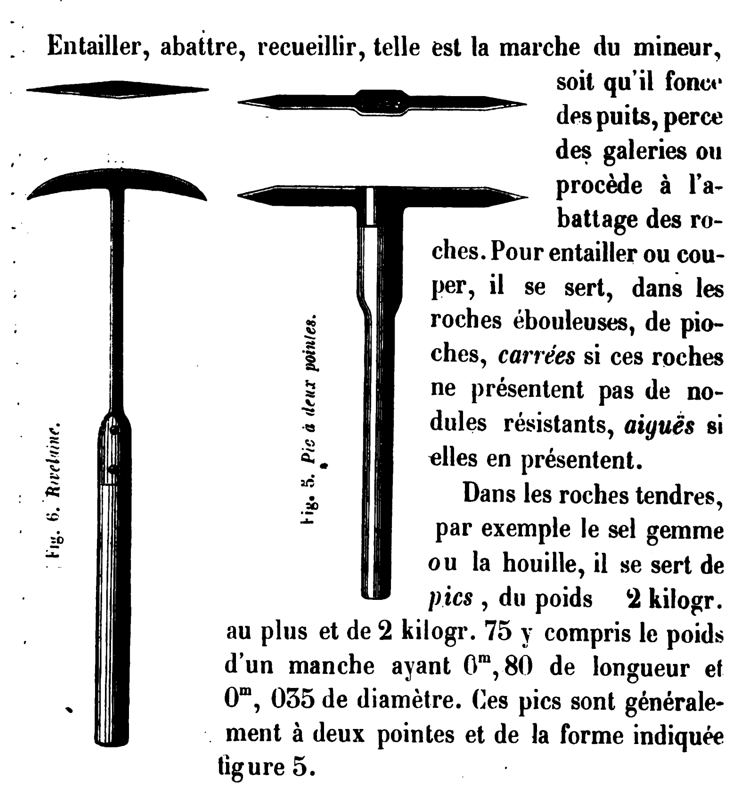


Fig. 6. Rivelaine.

Fig. 5. Pic à deux pointes.

Dans les roches tendres, par exemple le sel gemme ou la houille, il se sert de *pics*, du poids 2 kilogr. au plus et de 2 kilogr. 75 y compris le poids d'un manche ayant $0^m,80$ de longueur et $0^m,035$ de diamètre. Ces pics sont généralement à deux pointes et de la forme indiquée figure 5.

Cette forme à deux pointes réunit les conditions de légèreté

et de solidité convenables pour le travail dans les roches non scintillantes ; les deux pointes ont en outre l'avantage de doubler la durée de l'outil qui doit être réparé dès qu'elles sont trop émoussées.

Les pics sont quelquefois remplacés, dans les houillères, et notamment dans celles de la Loire, par la *rivelaine* (fig. 6), outil en fer plat ayant $1^{m},30$ de longueur et $0^{m},01$ d'épaisseur sur une largeur de $0^{m},03$; cet outil, dont le manche est en bois, porte à son extrémité une ou deux pointes aciérées. Le nom de rivelaine est également donné à des pics plats et très-aigus qui sont employés de préférence lorsque l'on doit pratiquer dans la roche des entailles étroites et profondes. La rivelaine est plus légère et plus longue que le pic ordinaire à deux pointes, et elle convient, par conséquent, aux roches tendres.

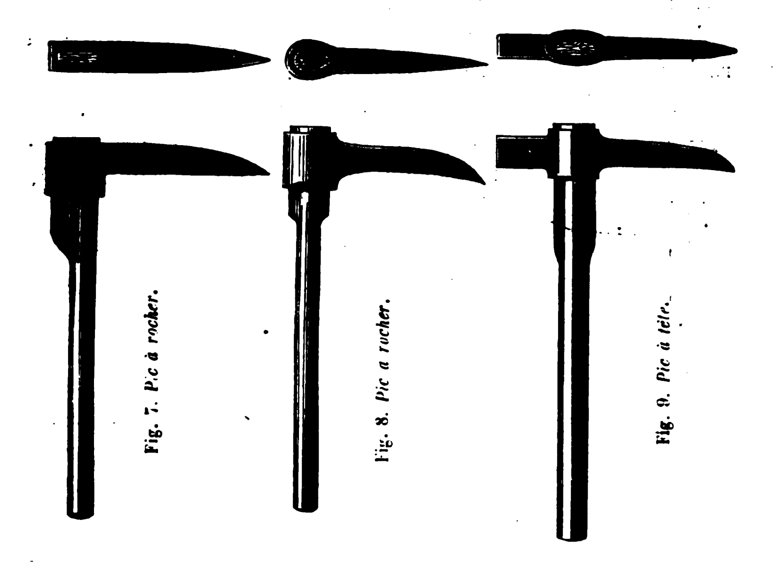


Fig. 7. Pic à rocher.

Fig. 8. Pic à rocher.

Fig. 9. Pic à tête.

Tous les pics, même pour les roches ébouleuses et tendres, doivent être aciérés sur 5 à 6 centimètres de longueur et recevoir une trempe aussi forte que le comporte leur diamètre ; car, indépendamment des particules ou noyaux de substances scin-

tillantes que peuvent renfermer les roches, leur résistance propre suffirait pour mettre promptement les outils en fer hors de service. Il est difficile de juger la résistance que présente une roche, dans des travaux souterrains, d'après les débris extraits; l'action de l'air sur ces fragments, leur isolement, et, par suite, la facilité avec laquelle on peut les briser, empêchent d'apprécier leur résistance réelle lorsqu'ils sont en masse compacte et soutenue.

Dans les roches traitables, les *pics* doivent être *obtus* et d'autant plus forts que la roche est plus dure et plus tenace. Pour augmenter leur résistance, on les fait généralement à une seule pointe, qui est tantôt droite (fig. 7), tantôt légèrement courbée (fig. 8).

Les pics à rochers servent à la fois comme instruments de division et comme leviers coudés.

Le pic à tête (fig. 9) sert à la fois comme pic pour diviser les roches, et comme masse pour les briser.

Ces pics pèsent de 2 à 4 kilogr., non compris le manche.

Les pointes des pics s'usent très-rapidement, surtout dans les roches scintillantes, et, lorsqu'elles se trouvent émoussées ou lorsque les mises d'acier sont usées, il faut nécessairement renvoyer l'outil à la forge pour être réparé. On a cherché dans certains cas à simplifier les réparations en employant des pics à pointe mobile. La figure 10 représente un pic qui a été employé dans les salines de l'Est pour l'abattage du sel gemme. Le fer aciéré de l'outil se détachait de l'emmanchement par un assemblage boulonné et était seul envoyé à la forge pour être réparé. Cette disposition ne s'est pas répandue, parce que l'assemblage finit par prendre du jeu, ce qui est préjudiciable au travail.

Fig. 10. Pic à pointe mobile.

La *pointerole* a été d'un usage général pour entailler les roches traitables et récalcitrantes, avant l'application de la poudre à l'abatage des roches; mais aujourd'hui cet

usage se trouve presque entièrement remplacé par celui de la poudre, qui devient de plus en plus exclusif. La pointerole est un petit pic à tête, de $0^m,15$ à $0^m,20$ de longueur, avec un manche de $0^m,25$ placé au milieu (fig. 11). Il est en acier ou aciéré à la fois à la pointe, qui est aiguë, et à la tête. Le mineur s'en sert en plaçant la pointe contre les saillies de la roche et en frappant sur la tête avec une massette en fer, de manière à faire sauter des éclats. Lorsque les roches sont très-dures, les pointes s'émoussent promptement; aussi un mineur qui descend au travail emporte-t-il pour sa journée une trousse de douze pointeroles de dimensions différentes. Les pointeroles doivent être d'autant plus courtes que la roche est plus dure. Quant aux masses dont on se sert pour frapper, elles sont à manche court et doivent peser environ 2 kilogr.

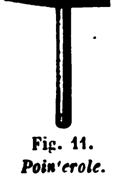


Fig. 11. *Pointerole.*

Ces divers moyens d'entaille ne doivent pas être appliqués sans méthode : ainsi, dans un déblai superficiel, on aura soin de donner à l'excavation la forme de *gradins*, de telle sorte que, le premier défoncement une fois fait, tous les massifs à attaquer se présentent *dégagés sur deux faces*. Ce dégagement est essentiel pour faciliter l'abatage.

Dans une galerie, le mineur pratique sur la face à attaquer une entaille horizontale, soit au bas, soit à demi-hauteur, c'est-à-dire à 1 mètre environ, au-dessus du sol de la galerie. Cette entaille, étant menée à la profondeur que comporte la dureté de la roche, facilite beaucoup l'abatage de toute la partie dégagée. On procède de la même manière pour foncer un puits, mais en plaçant l'entaille ou rigole soit au milieu, soit vers l'une des parois.

Lorsque le mineur attaque de cette manière une paroi composée de plusieurs variétés de roches, il choisit les parties les plus tendres pour y faire ses entailles, et s'attache à suivre les points où le terrain et fissuré, et, par conséquent, plus facile à attaquer.

Le terrain une fois entaillé, on abat la partie dégagée par

l'entaille avec des *coins* ou des *leviers* qu'on introduit soit dans les fissures naturelles du sol, soit dans des entailles étroites faites artificiellement. On emploie les masses, soit directement pour briser la roche, soit pour enfoncer les coins qui doivent la détacher. Les leviers sont droits ou recourbés, quelquefois épatés en pied de biche; les coins sont en acier, plats ou à quatre pans égaux. Dans quelques circonstances, on se sert aussi de coins en bois sec que l'on fait renfler au moyen de l'eau après les avoir chassés dans le sol. Les masses sont en acier, à manche long, et pèsent depuis 4 jusqu'à 8 et 10 kilogrammes.

Enfin, pour recueillir les débris abattus, on emploie des pelles en fer, plates ou plus ou moins recourbées, suivant la nature des matières à ramasser.

Les anciens faisaient un grand usage, dans les travaux des mines, de l'action du feu. En effet, les roches les plus dures, brusquement chauffées, se dilatent et se fendent en perdant l'eau dont elles sont pénétrées; quelques-unes sont même altérées dans leur composition. Si l'on projette ensuite de l'eau sur les roches incandescentes, elles se contractent subitement et se fissurent à une profondeur plus ou moins grande. Dans cet état, les roches les plus récalcitrantes peuvent être attaquées par des pointeroles que l'on engage dans toutes les fissures. On abat ainsi la partie altérée, et, lorsque la roche saine est de nouveau mise à nu, on renouvelle l'application du feu [1].

[1] Ce travail d'exploitation par le feu est certainement le plus ancien de tous les procédés. Dans les mines de l'antiquité, l'application du feu suppléait à la poudre et au manque de bons outils; on en jugera par le passage suivant d'une ancienne traduction de Diodore de Sicile, qui donne des détails intéressants sur les travaux de l'antiquité.

« Entre l'Égypte. l'Éthiopie et l'Arabie, il est un endroit rempli de métaux, et surtout d'or, qu'on tire avec bien des travaux et de la dépense : car la terre, dure et noire de sa nature, est entrecoupée de veines d'un marbre si blanc et si luisant (le quartz), qu'il surpasse en éclat les matières les plus brillantes. C'est là que ceux qui ont l'intendance des métaux font travailler un grand nombre d'ouvriers. Le roi d'Égypte envoie quelquefois aux mines avec toute leur famille ceux qui ont été convaincus de crime, aussi bien que les prisonniers de guerre.

L'usage du feu existe encore dans quelques mines. Au Rammelsberg (Hartz), et à Altenberg (Saxe), on attaque ainsi les massifs par des bûchers qui sont allumés le samedi soir, et, lorsque l'action du feu a désagrégé les roches, on projette dessus des jets d'eau froide qui complètent cette désagrégation, et facilitent l'action des outils. Quelquefois aussi on a appliqué le feu au percement des galeries. On se sert, à cet effet, d'une caisse rectangulaire en tôle qui a la largeur de la galerie et dont la section est conique; de telle sorte que l'ouverture la plus grande est présentée à la paroi qu'on veut attaquer.

Il résulte de cette disposition (le fond de la caisse étant disposé en forme de grille et un peu élevé au-dessus du sol) que le feu allumé dans la caisse, et entretenu par la petite ouverture bourrée de combustible, s'échappe par la plus grande, en lé-

ceux qui ont encouru son indignation, ou qui succombent aux accusations vraies ou fausses, en un mot tous ceux qui sont condamnés aux prisons. Par ce moyen, il tire de grands revenus de leur châtiment.

« Ces malheureux, qui sont en grand nombre, sont tous enchaînés par les pieds et attachés au travail sans relâche et sans qu'ils puissent jamais s'échapper, car ils sont gardés par des soldats étrangers et qui parlent d'autres langues que la leur. Quand la terre qui contient l'or se trouve trop dure, ils *l'amollissent d'abord avec le feu*, après quoi ils la rompent à grands coups de pic ou d'autres instruments de fer. Ils ont à leur tête un entrepreneur qui connaît les veines de la mine et qui les conduit. Les plus forts d'entre les travailleurs fendent la terre à grands coups de marteau, cet ouvrage ne demandant que la force des bras, sans art et sans adresse. Mais, comme pour suivre les veines qu'on a découvertes il faut souvent se détourner et qu'ainsi les allées qu'on creuse dans ces souterrains sont fort tortueuses, les ouvriers, qui sans cela ne verraient pas clair, portent des lampes attachées à leur front; changeant de posture autant de fois que le requiert la nature du lieu, ils font tomber à leurs pieds les morceaux de pierre qu'ils ont détachés. Ils travaillent ainsi jour et nuit, forcés par les cris et par les coups de leurs guides. De jeunes enfants entrent dans les ouvertures que les coins ont faites dans le roc, et en tirent les petits morceaux de pierre qui s'y trouvent et qu'ils portent ensuite à l'entrée de la mine. Les hommes âgés de trente ans prennent une certaine quantité de ces pierres, qu'ils pilent dans des mortiers avec des pilons de fer, jusqu'à ce qu'ils les aient réduites à la grosseur d'un grain de millet. Les femmes et les vieillards reçoivent ces pierres mises en grain et les jettent sous des meules rangées par ordre; se mettant ensuite deux ou trois à chaque meule, ils les broient jusqu'à ce qu'ils aient réduit en une poussière aussi fine que de la farine la mesure qui leur en a été donnée. »

chant les parois du rocher contre lequel on le dirige. Les mineurs, par l'application alternative du feu et des outils, creusent ainsi une entaille dans la partie inférieure de la galerie, et poussent cette entaille, en avançant la caisse, jusqu'à 1 et 2 mètres de profondeur. La partie supérieure est ensuite abattue soit par l'emploi des outils et de la poudre, soit en appliquant le même procédé, et en allumant directement le feu dans l'entaille même, au fond de laquelle on dispose une grille.

Cette méthode de travail ne peut être appliquée que dans des mines dont l'aérage est vif et facile; la difficulté de se débarrasser des gaz produits par la combustion opposerait une impossibilité presque complète à son emploi dans les mines profondes La découverte de la poudre, en offrant une méthode d'abatage plus simple et plus rapide, a facilité beaucoup le développement de l'art des mines, et permis de donner aux travaux souterrains plus d'étendue et de simplicité.

EMPLOI DE LA POUDRE POUR L'ABATTAGE DES ROCHES.

L'emploi de la poudre dans les mines remonte à l'an 1632. Jusqu'à cette époque, l'emploi des outils et du feu avait suffi aux exploitations; mais le travail était d'une très-grande lenteur, et l'application de la poudre fut un progrès d'autant plus remarquable de l'art des mines, qu'il en résulta une économie de plus de moitié dans le prix de revient des ouvrages et dans le temps nécessaire pour leur exécution.

Le volume des gaz produits par l'inflammation de la poudre est de 450 fois le volume primitif, en les supposant refroidis à 0°; mais, lorsque ces gaz sont incandescents, leur volume est plusieurs milliers de fois le volume primitif de la poudre, et la force d'expansion ainsi créée est l'agent le plus actif et le plus énergique que l'on puisse employer dans les travaux souterrains.

L'abatage à la poudre est ramené, dans toutes les mines, à

une méthode très simple, consistant à forer des trous cylindriques convenablement placés dans le rocher qu'on veut faire éclater, à y placer une cartouche par-dessus laquelle on chasse une bourre, en se ménageant les moyens d'enflammer la cartouche. Les charges sont naturellement mises en rapport avec les dimensions des trous forés et la résistance de la roche; dans les travaux souterrains, elles varient entre 60 et 150 grammes; dans les travaux à ciel ouvert, où les massifs, mieux dégagés, permettent d'agir plus en grand, elles sont portées à 500 grammes et jusqu'à 1 kilogramme.

Les fleurets avec lesquels on perce les trous de mine sont des tiges cylindriques en fer, armées à leur extrémité d'un biseau en acier. Ce biseau est un peu courbe, afin que les angles ne soient pas brisés par le choc, et un peu plus large que le diamètre de la tige, afin que cette tige ne frotte pas contre le parois du trou.

Le mineur frappe sur le fleuret avec une masse de 2 kilogr. à 2,50, en tournant après chaque coup son fleuret d'un sixième à un douzième de circonférence. Pour commencer un trou, on prépare la surface avec une pointerole, et l'on se sert, surtout dans les mines d'Allemagne, d'un fleuret quadrangulaire dont la pointe est formée de deux biseaux croisés à angle droit.

Cette opération si simple du percement d'un trou de mine est la première éducation qu'on doive donner au mineur. On trouve difficilement, dans les campagnes, des hommes au courant de ce travail; il est donc nécessaire d'entrer dans quelques détails pratiques.

Les dimensions ordinaires des fleurets, lorsque le travail se fait à un seul homme, sont : pour le premier fleuret qui sert à commencer le trou, $0^m,30$ de longueur et $0^m,029$ de diamètre au biseau; le second fleuret (qu'on emploie lorsque le trou a environ $0^m,15$ de profondeur) a $0^m,50$ de longueur, et $0^m,024$ de diamètre au biseau; le troisième a $0^m,70$ de longueur et $0^m,022$ de diamètre au biseau. La pointe et la tête de ces fleurets sont en acier.

Un mineur fait avec ces outils des trous de 0m,25 à 0m,55 de profondeur; il doit frapper, en tenant sa masse par l'extrémité du manche, avec toute la force dont il est susceptible, et donner 40 à 50 coups par minute. Il entretient de l'eau dans le trou pour empêcher le ciseau de se détremper et en même temps faciliter la désagrégation de la roche. Lorsque la pâte formée par la poussière gêne l'action du fleuret, il nettoie le trou avec la *curette* (petite tringle en fer méplat, courbée en cuiller à son extrémité). La profondeur convenable étant atteinte, il sèche le trou au moyen d'un tampon d'étoupe passé dans l'anneau de la curette, prend une *cartouche*, enfonce l'*épinglette* dans sa partie supérieure et place la cartouche au fond. Il chasse ensuite la bourre autour de l'épinglette à l'aide d'une tige en fer, évidée dans sa partie inférieure, appelée *bourroir* (cette bourre est ordinairement formée d'une roche compacte non scintillante, telle que du calcaire, de l'argile, du schiste argileux, etc.), puis il retire l'épinglette, en passant le bourroir dans l'anneau et en la détachant à petits coups afin d'éviter la production d'étincelles par frottement. Il ne lui reste plus qu'à verser de la poudre dans le trou laissé libre par l'épinglette, ou mieux à y placer des *canettes* (petits rouleaux de papier enduits de poudre délayée et séchée), et à disposer une mèche soufrée assez longue pour qu'il ait le temps de se mettre en lieu de sûreté après l'avoir allumée.

La figure 12 représente les divers outils employés pour le forage et le chargement des trous de mine.

Les détails de cette opération subissent quelques variations d'une mine à l'autre, mais il suffit de quelques jours de pratique pour faire apprécier ceux qui s'adaptent le mieux à chaque localité. On doit seulement insister sur certains détails généraux, tels que l'emploi des épinglettes en cuivre, et le graissage de leur tige toutes les fois qu'on va s'en servir; on évitera ainsi une grande partie des chances d'accident. Si le trou est fissuré ou très-humide, on y chasse de l'argile sèche jusqu'à ce qu'on ait bouché les fentes, absorbé l'humidité, et l'on emploie des car-

touches enveloppées de toile goudronnée. Le bourrage doit être solide, fortement chassé, et l'ouvrier aura soin, pendant qu'il l'exécute, de tourner de temps en temps l'épinglette pour qu'elle n'y adhère pas. Lorsqu'il y a plusieurs ouvriers dans un même atelier, on ne fera partir les coups de mine que tous ensemble, et à la fin du poste, s'il est possible, afin d'éviter toute perte de temps. On devra veiller à ce que les ouvriers soient à l'abri pendant l'explosion, et, s'il s'agit du fonçage d'un puits, on exigera qu'ils remontent au moins à 20 ou 25 mètres au-dessus du fond.

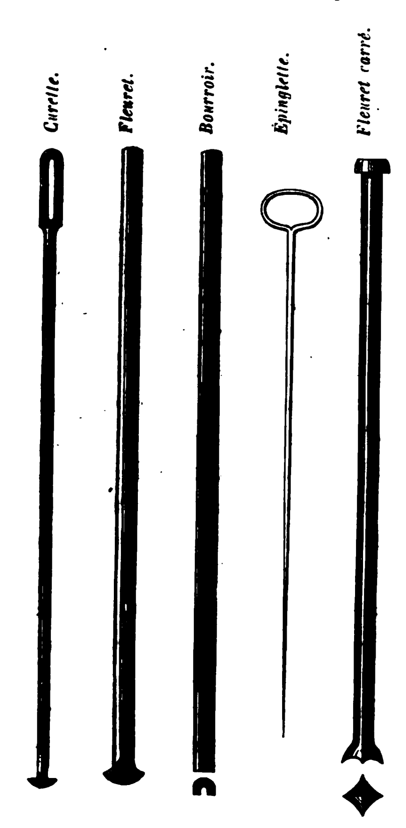


Fig. 12. *Outils pour le tirage à la poudre.*

On se sert beaucoup aujourd'hui de ce qu'on appelle les *fusées de sûreté* ou fusées Bickford, destinées à remplacer l'usage combiné de l'épinglette et des canettes. Ces fusées consistent en une corde ronde, recouverte extérieurement d'un enduit imperméable et dont l'axe est un petit canal rempli de poudre. La fusée est liée à la cartouche, dans laquelle on la fait pénétrer de cinq à six centimètres; elle doit dépasser le trou de mine d'environ un décimètre. On exécute le bourrage en ayant soin de le faire avec de l'argile de manière à ne pas couper la fusée ; on peut ensuite mettre le feu à la charge sans courir le danger qui existe toujours lorsqu'on arrache l'épinglette. Les fusées de

sûreté, étant imperméables à l'eau, sont moins sujettes à manquer leur effet, et, comme elles brûlent avec une vitesse connue, on peut calculer le moment de l'explosion:

Dans plusieurs cas, il est avantageux d'employer la poudre à des charges plus fortes.

Les mineurs percent alors à d'eux : l'un tenant le fleuret et le faisant tourner, l'autre frappant dessus avec des masses de 4 et 6 kilogr. Le premier fleuret a dans ce cas 0m,70 de long et 0m,042 de diamètre au biseau; le second, 0m,90 de long et 0m,036 de diamètre; le troisième, 0m,1 et 0m,035; le quatrième, 1m,20 et 0m, 031. On perce ainsi des trous qui peuvent avoir un mètre de profondeur et qu'on charge de la même manière que les précédents.

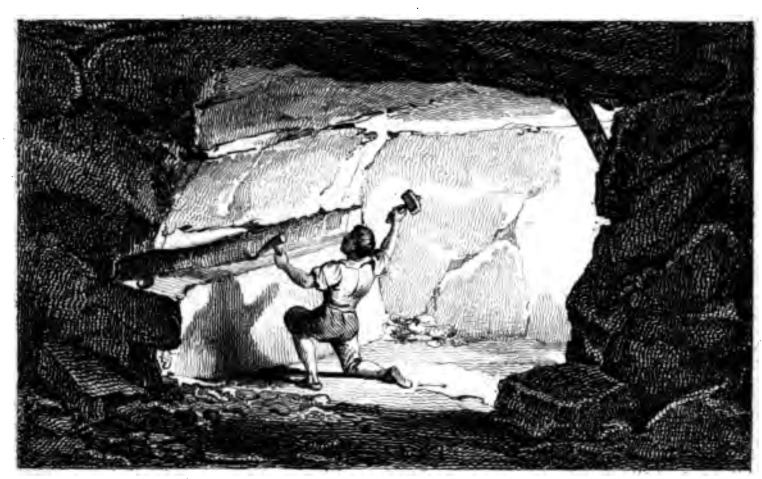
Cette méthode de forage à deux s'emploie surtout lorsqu'on doit percer des trous de mine sous l'eau, parce qu'on cherche alors à forer des trous de grand diamètre et peu nombreux; dans ce cas, le trou étant foré suivant les méthodes indiquées, on le charge avec une cartouche contenue dans un tuyau de fer-blanc, et l'on opère dans ce tuyau comme à l'ordinaire. A chaque coup, le tuyau est défoncé et raccourci, et on lui soude un nouveau fond. D'autres fois on se sert de cartouches enveloppées dans des boîtes imperméables et communiquant à l'extérieur au moyen de tubes de même nature que l'on remplit de poudre.

Après le tirage d'un coup de mine, les ouvriers doivent abattre, avec les pics et les leviers, toutes les parties fendues et ébranlées de la roche, et avoir soin de ne placer un second coup qu'après s'être assurés, en frappant avec le marteau, que la roche est saine et bien adhérente.

La position des coups de mine exige, de la part des mineurs, de l'intelligence et de l'habitude, parce qu'il est difficile de donner aucune règle à ce sujet; cette position étant déterminée par des circonstances variables et complexes. En principe, la partie qu'on veut faire sauter doit présenter moins de résistance que les autres; la forme de la paroi, le sens des fissures et leur étendue sont donc les circonstances principales qui peuvent guider dans



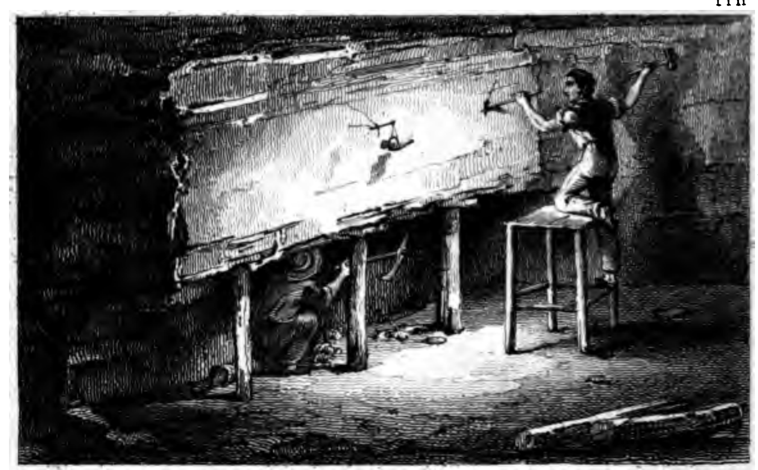
Abattage des roches par des coups de mine inclinés placés au-dessus d'une rigole horizontale.



Abattage des roches avec la pointerolle: entaille des rigoles d'isolement

Page 45

Paris Impr. Geny-Gros r. du Plâtre S.J. 28



Abattage des roches stratifiées par des coups de mine horizontaux placés au-dessus d'un havage.



Abattage des roches par l'application successive du feu et des outils

Page 45

le placement des coups de mine, toujours destinés à faire sauter les masses les mieux dégagées.

Lorsque la roche attaquée peut être entaillée, la méthode la plus rapide consiste à faire une entaille, soit au sol d'une galerie, soit sur le côté d'un puits, puis à placer les coups de mine obliquement, de manière à détacher des fragments à section triangulaire. On cherche les positions de chaque coup de mine en ayant soin de proportionner l'épaisseur du rocher et sa résistance à la charge, et d'éviter surtout d'exposer le coup de mine à se décharger comme une arme à feu. Lorsque la roche ne peut être dégagée par l'emploi des outils, on procède à ce dégagement par de petits coups de mine de 25 centimètres de profondeur, qui permettent ensuite d'en placer de plus forts. Enfin, on met à profit les fissures naturelles et les parties moins résistantes, telles que les salbandes d'un filon, en ayant soin, lorsqu'un massif est isolé sur deux faces, que le fond du coup de mine ne dépasse jamais la ligne qui termine le dégagement.

Les planches I et II résument les dispositions données aux fronts d'abatage, soit dans un chantier, soit dans une galerie, et indiquent les divers modes de travail. Le mineur qui doit attaquer des roches dures et sans fissures creuse à la pointerole des rigoles d'isolement qui dégagent une certaine épaisseur et lui permettent de placer ses coups de mine plus avantageusement. Dans des terrains stratifiés, il creuse au sol une profonde entaille qu'on appelle *havage* ou *souschèvement*, et s'engage au-dessous, en ayant soin de soutenir le sol par des étais, pendant qu'un autre mineur, monté sur un chevalet, place vers le toit d'excavation des coups de mine ayant toute la profondeur du havage et dont l'effet sera d'opérer le *rabatage*, c'est-à-dire d'abattre toute la partie supérieure.

La poudre étant devenue un élément important du prix des travaux de mines, on a dû chercher d'abord à lui donner la qualité la plus convenable à cette destination. La poudre agit par le choc résultant de la formation subite des gaz produits par son inflammation, et par la détente de ces gaz. La première ac-

tion est l'effet initial, celui qui fracture les roches et qu'on cherche à produire dans les mines; la seconde projette au loin les débris fracturés : on cherche à l'éviter, et, pour cela, la poudre de mine doit être la moins vive de toutes. Ainsi la poudre de mine est composée de 65 parties de nitre, 15 de charbon et 20 de soufre; tandis que la poudre de guerre est composée de 75 parties de nitre, 12,50 de charbon et 12,50 de soufre.

Les qualités d'une bonne poudre sont de pré enter des grains égaux, secs, durs, non tachants et nets de poussière. La provision d'une mine doit être conservée dans une petite poudrière éloignée des habitations et des travaux, et à l'abri de toute humidité. La fabrication de la poudre n'étant pas permise en France, les mines la reçoivent de l'administration au prix de 2 fr. 20 c. le kilogr. Il est bon seulement de constater sa qualité par quelques expériences comparatives faites avec les diverses éprouvettes en usage, telles que le mortier-éprouvette, les pendules balistiques ou à recul.

L'effet initial de la poudre est en grande partie proportionnel à la surface soumise à son action. On a réalisé une augmentation d'effet en plaçant au centre de la cartouche un noyau cylindrique en bois dur ou en fer, qui augmente la surface des cartouches faites avec un poids donné de poudre. Mais ce noyau intérieur était sujet à dérangement, et l'on est arrivé au même résultat en substituant au noyau intérieur une poussière qui maintient les grains de poudre à une certaine distance les uns des autres. La sciure de bois est ordinairement préférée pour cet usage; on en mélange un tiers (dans les mines de sel gemme de la Meurthe) et jusqu'à moitié du volume (mines de Tarnowitz en Silésie). On a constaté, non-seulement dans ces mines, mais dans celles de Suède et d'Allemagne, que, pour un effet utile déterminé, on pouvait ainsi arriver à une économie variable d'un tiers à un quart de la poudre employée. Des expériences faites par l'artillerie à Belfort ont également prouvé que l'on pouvait mélanger avec avantage jusqu'à moitié de sciure de bois dans des pétards de 4 centimètres de diamètre, placés à 1 mètre de pro-

fondeur. Le mélange du tiers est le plus usité dans les mines.

En Suède, on s'est servi de petits cônes en bois, évidés sur les côtés, et disposés au bas de la cartouche de manière à maintenir un vide entre la poudre et le fond du trou. Ce vide augmente la force initiale, et, d'après les expériences qui ont été faites, l'économie qu'on peut ainsi réaliser s'élèverait au cinquième de la poudre employée. Il faut, pour que cette économie soit possible, que les trous aient au moins $0^m, 40$ de profondeur.

On s'est beaucoup occupé dans ces derniers temps de machines à forer le sol, dans l'espérance de pouvoir exécuter en moins de temps que par les procédés ordinaires le fonçage des puits profonds ou le percement des tunnels d'une grande longueur. Ces machines à percer les trous de mine consistent généralement en outils de percussion mis en mouvement par des appareils mécaniques. Dans celles qui ont paru les plus rationnelles, l'outil était directement adapté à la tringle du piston moteur d'une machine à vapeur, ou plutôt d'une machine à air comprimé. La machine étant mise en mouvement, l'outil était lancé avec force contre le point qu'il s'agissait de forer. Tous ces essais ont échoué sur les roches dures, parce que, le quartz et le feldspath étant plus durs que l'acier, les outils se brisent ou se déforment avec une telle rapidité, que les nécessités de leur réparation font perdre tout le temps qu'on aurait pu gagner.

Le prix de l'abatage dans les ouvrages de mines varie entre des limites très-éloignées. Il dépend non-seulement de la dureté et de la ténacité de la roche à excaver, mais encore de sa structure plus ou moins massive et plus ou moins fissurée; de la forme et des dimensions de l'excavation ; enfin, de causes moins variables, telles que du prix de la journée du mineur, de son aptitude à ce genre de travaux, et du prix des consommations, telles que poudre, acier, huile pour éclairage, etc. On ne peut donc fixer ces prix d'abatage qu'après avoir étudié les diverses conditions du travail ; mais, en se bornant à évaluer le temps du travail et la consommation de poudre, les principaux éléments du calcul pourront être basés sur les données qui suivent.

Les travaux à ciel ouvert sont ceux où l'abatage présente le moins de difficultés, car non-seulement les massifs y sont parfaitement dégagés, mais on peut y faire agir la poudre à fortes charges. Ainsi, dans sa journée, un mineur abattra dans des ouvrages à ciel ouvert et à gradins :

	Mètres cubes.	Kilogrammes.
Dans le granite le plus dur.	2,50	avec 0,65 de poudre.
Dans le grès tel que le grès rouge de Strasbourg, ou le grès houiller de Saint-Étienne.	4 à 6	avec 1,50
Dans le calcaire cristallin ou marbre.	8	avec 1,60
Dans le calcaire grossier parisien.	16	avec 3
Dans le gypse.	20 à 25	avec 2

Dans les galeries de mines, le travail est beaucoup plus lent, les roches ne pouvant être enlevées, pour ainsi dire, que par écailles. Si nous prenons pour exemple les dimensions ordinaires des galeries de service ou de passage où, malgré quelques variations dans la hauteur et la largeur, les résultats peuvent être considérés comme sensiblement comparables, nous trouverons pour les quantités de temps et de poudre employés par mètre cube :

Nature de la roche.	Poudre employée.	Heures de travail.	Dimensions de la galerie.
Quartz compacte et cristallin métallifère.	K 6,80	210	1,90 × 1,20
Gnéiss très-dur et très-tenace.	4,64	171	2 × 1
Minerai d'argent disséminé dans une gangue dure, formée de débris de gneiss liés par un ciment quartzeux	3,88	143	2 × 1
Dans un filon de même nature détaché par des salbandes argileuses.	2,20	111	2,10 × 0,85
Dans un filon formé de débris de gneiss liés par un ciment argileux.	1,30	66	2,47 × 1
Dans un petit filon non adhérent à un gneiss.	0,82	39	2,47 × 1,47

Ces exemples, empruntés aux mines de Saxe et de Bohême, résument assez bien les diverses conditions de résistance que peuvent présenter les gîtes métallifères. On voit qu'indépendamment de la dureté de la roche, son état plus ou moins fissuré et ses clivages naturels exercent la plus grande influence sur le temps nécessaire au percement. Ces premières données seront complétées par les prix des mêmes ouvrages dans des roches non scintillantes, plus homogènes et dont le type est par conséquent plus facile à saisir.

Nature de la roche.	Poudre employée.	Heures de travail.	Dimensions de la galerie.
Calcaire cristallin, siliceux, dur et compacte.	2,50	53	1,90 × 1
Calcaire, marbre compacte.	2	48	2,10 × 1.26
Calcaire, marbre un peu schisteux.	1,55	45	2,30 × 1,50
Calcaire compacte, lithographique, stratifié.	0,90	30	2,50 × 2
Sel gemme.	0,33	19	2,50 × 3
Schiste argileux, tendre.	0,27	13	2,30 × 1,50

Pour les mêmes roches, le prix du mètre cube abattu diminue à mesure que la section de la galerie est plus grande.

Dans le fonçage des puits, la disposition étant moins favorable, puisque le poids des blocs s'oppose au lieu d'aider à l'abatage, il faut compter au moins un quart en sus pour les quantités de temps et de poudre, et jusqu'à moitié si le travail est gêné par les eaux.

Dans quelques circonstances on a employé la poudre à grandes charges. Lorsque, par exemple, on veut détruire un ou plusieurs piliers et provoquer l'éboulement général ou partiel d'un étage d'exploitation : on perce dans chacun des piliers une petite galerie qui pénètre jusqu'au centre, et l'on y établit ce que l'on appelle un *fourneau*, c'est-à-dire une chambre d'une capacité proportionnée à la quantité de poudre qui doit y être placée. La poudre y est disposée à l'abri de l'humidité des parois ; un tube d'amorce y est engagé, et l'on y met le feu, après avoir

bouché l'entrée de la galerie par une maçonnerie ou par un fort boisage, quelquefois même par les deux moyens combinés. La résistance de ce barrage qui représente la bourre doit évidemment être supérieure à celle des parties qu'on veut faire sauter.

On a employé la poudre à très-fortes charges pour faire sauter de grands massifs de terrains. Le fait s'est présenté dans l'exécution du chemin de fer de Douvres à Folkestone. Le tracé, qui avait déjà nécessité le percement de deux tunnels, suivait e bord de la mer et devait traverser, par un troisième tunnel, un promontoire crétacé de 100 mètres environ de hauteur. Cette masse, d'ailleurs bien dégagée, parut dans de bonnes conditions pour être déblayée par l'action de la poudre. On creusa d'abord vers la base une galerie qui, pénétrant dans le centre de la masse, servit en quelque sorte d'entaille pour limiter le champ d'action de l'explosion, puis on découpa le promontoire par trois autres galeries perpendiculaires à la première : enfin on perça trois puits faisant fonction de trous de mine. A la base de ces puits on creusa trois chambres ou fourneaux ayant $3^m,33$ de longueur, $1^m,50$ de hauteur et $1^m,25$ de largeur, qui furent chargées de 9000 kilog. de poudre, puis fermées par un bourrage en maçonnerie et en sable. L'explosion fut déterminée par une batterie galvanique placée à 300 mètres en arrière des fourneaux, et le rocher, détaché sur une longueur de 150 mètres, fissuré et en partie éboulé, put ensuite être déblayé avec promptitude et économie.

Depuis cette époque l'usage de ce procédé s'est répandu, lors même qu'il ne s'agit que de simples déblais ou lorsqu'on veut se procurer des blocs pour digues, enrochements, etc. C'est ainsi que dans les grands travaux des ports de Cherbourg, d'Alger, on s'est procuré des blocs de grande dimension, et dans les déblais du Lazareth, à Marseille, on a toujours brisé les roches par les applications de fortes charges avant de les attaquer directement par les moyens ordinaires.

PROCÉDÉS DE SONDAGE.

Les sondages sont employés dans les mines, d'abord, pour l'étude des terrains et la recherche de gîtes stratifiés, tels que les combustibles fossiles, le sel gemme, etc.; en second lieu, pour établir, par des trous verticaux, inclinés ou horizontaux, des communications utiles à l'aérage des travaux et à l'aménagement des eaux; enfin, pour l'exploration intérieure des gîtes de toute espèce, et pour la recherche des amas d'eau ou de gaz délétères qui peuvent exister soit dans des vides naturels, soit dans de vieux travaux.

Les sondes sont naturellement proportionnées aux travaux qu'on entreprend, et, sous ce rapport, on en distingue trois, qui, d'ailleurs, ne diffèrent guère les unes des autres que par les dimensions des pièces qui les composent. Ce sont : 1° la petite sonde, ou sonde du constructeur, avec laquelle on fore des trous de 10 à 30 mètres de profondeur sur 5 à 7 centimètres de diamètre; 2° la sonde du mineur, avec laquelle on peut pénétrer jusqu'à 200 mètres, sur un diamètre de $0^m,05$ à $0^m,16$; 3° enfin, la grande sonde, ou sonde du fontainier, qui peut forer des trous de $0^m,16$ à $0^m,50$, et dont la profondeur n'est limitée que par la puissance des apparaux de manœuvre ; cette profondeur a souvent dépassé 700 mètres.

Toutes les sondes peuvent être assimilées à une tarière ordinaire, dans laquelle on distingue trois parties : le manche, la tige, et l'outil ou foret ; la seule différence est que, ces diverses parties étant elles-mêmes composées de plusieurs pièces plus ou moins pesantes, il faut y ajouter une chèvre et des appareils pour la manœuvre. Avant de décrire la manœuvre des sondes, nous examinerons successivement les diverses parties dont une sonde doit être composée : les *têtes de sonde*, les *tiges* et les *outils*.

Les *têtes de sonde* doivent satisfaire à deux conditions : 1° pouvoir être tournées et transmettre à l'outil ce mouvement de rotation ou *rodage* sans le transmettre à la corde ou chaîne qui

sert à relever la sonde et à laquelle elle reste suspendue ; 2° pouvoir être saisies par des leviers à l'aide desquels le mouvement giratoire est imprimé par les ouvriers sondeurs. On a satisfait à ces conditions en plaçant à la partie supérieure un anneau de suspension et divers assemblages qui permettent de saisir la sonde avec des leviers. Quelquefois la tête de sonde se compose simplement d'une portion de tige terminée par un étrier (planche III, fig. 2), le mouvement giratoire étant imprimé par des clefs en fer, ou par des leviers entaillés qui saisissent le carré de la tige.

Les tiges de sonde se composent de deux parties ; les tiges proprement dites et les emmanchements qui servent à les assembler entre elles (fig. 13).

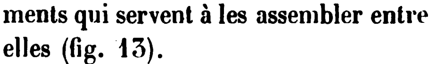
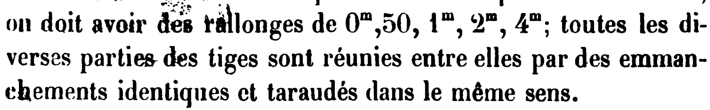




Fig. 13. Tiges de sonde ; emmanchement à vis.

Les tiges sont ordinairement en fer carré dont les angles sont légèrement émoussés et dont la dimension varie de 0^m,025 à 0,050 de côté, suivant la force de la sonde ; elles doivent être en fer doux, corroyé et éprouvé. Leur longueur varie de 5 à 8 mètres, suivant la hauteur de la chèvre destinée à les manœuvrer. Pour maintenir la tête de la sonde toujours à la hauteur la plus convenable pour la manœuvre, on doit avoir des rallonges de 0^m,50, 1^m, 2^m, 4^m ; toutes les diverses parties des tiges sont réunies entre elles par des emmanchements identiques et taraudés dans le même sens.



Les tiges en fer ont une supériorité incontestable sur les autres, jusqu'à une profondeur qu'on peut fixer à 150 ou 200 mètres, parce qu'elles seules permettent de roder, c'est-à-dire de tourner les outils dans le trou de sonde pour le régulariser et l'approfondir par l'action des tarières. Le poids de ces tiges étant l'élément principal du poids total d'une sonde, il est essentiel de ne leur donner qu'une dimension proportionnée au dia-

mètre et à la profondeur du trou qui doit être foré. Les grandes sondes artésiennes ont des tiges de 0m,05 de côté, et pèsent de 19 à 20 kilogrammes par mètre courant, poids auquel il faut ajouter celui des emmanchements, de la tête de sonde et de l'outil. Dans la petite sonde du constructeur, le poids est seulement de 5 kilog. par mètre courant de tige. La sonde du mineur, pour descendre à 200 mètres, pèse environ 12 kilog.

Le poids s'accroît donc rapidement à mesure que la sonde allonge, et, toutes les parties supérieures venant à peser sur celles du bas lorsqu'on manœuvre la sonde, les chances de rupture augmentent dans une proportion rapide.

A une grande profondeur, non-seulement le poids des tiges devient trop considérable et tend à écraser les parties inférieures; mais, lorsqu'on vient à battre, c'est-à-dire à soulever la sonde et à la laisser retomber pour défoncer le sol, ces tiges dégradent latéralement le forage par leur fouettement et leurs vibrations, et amènent des éboulements par-dessus les outils. On a cherché à remédier à ce grave inconvénient par l'emploi de tiges plus légères et surtout plus volumineuses. Les trous de sonde étant généralement pleins d'eau, les tiges y perdent une partie de leurs poids égale au volume d'eau déplacé, il est par conséquent avantageux d'augmenter ce volume.

M. Degousée est arrivé à ce but par l'emploi des tiges en bois armées de fer ou de tiges en fer creux qui pèsent autant que les tiges en fer, mais qui perdent dans l'eau environ la moitié de leur poids, et qui, par suite de leur volume, sont sujettes à beaucoup moins de vibrations.

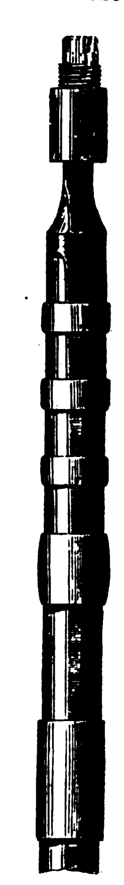


Fig. 14.
Tige en bois.

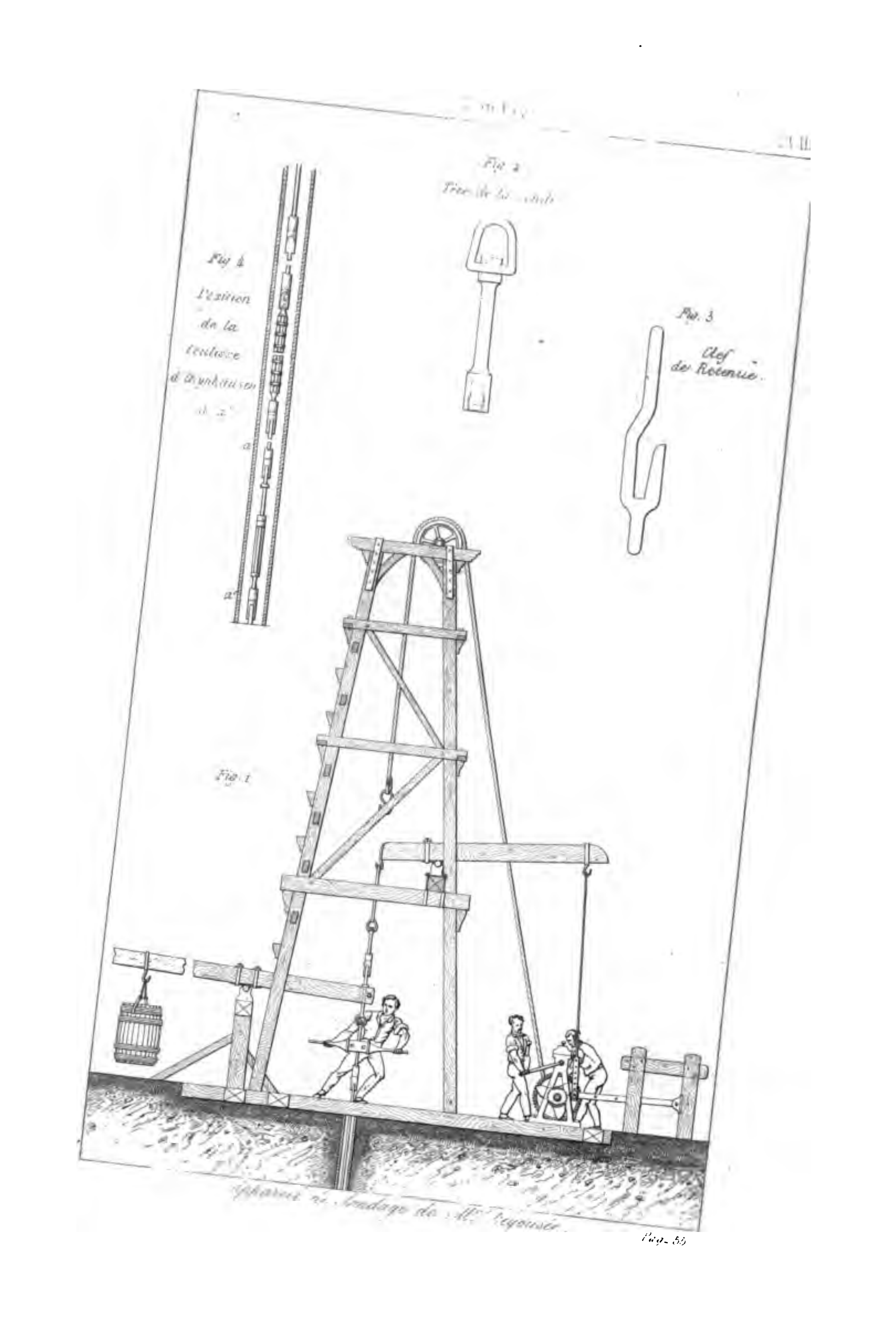
Les tiges en bois (fig. 14) portent des emmanchements en fer semblables à ceux des tiges ordinaires en fer. Ces emmanche-

ments s'amincissent en forme de coins et pénètrent dans les tiges entaillées, auxquelles on les fixe avec des rivets et des manchons mis à chaud. Elles sont en outre armées, dans toute leur longueur, de bandes de fer ou platines rivées entre elles. Leur diamètre est de 10 à 12 centimètres.

Les tiges en fer creux présentent les mêmes avantages. Elles sont composées des tubes étirés les plus longs que puisse fournir le commerce, réunis entre eux par des manchons taraudés. Les emmanchements pénètrent dans le vide intérieur et y sont fixés à la fois par des clavettes et par une partie taraudée. Ces tiges, par la résistance de l'eau qu'elles déplacent, ne pèsent dans un trou de sonde que moitié de leur poids réel. Elles ont sur les tiges en bois l'avantage de permettre le rodage.

Dans un forage profond, on est donc amené à composer la tige totale de fortes tiges en fer dans la partie inférieure, et, dans la partie supérieure, de tiges plus légères ou du moins qui déplacent un grand volume d'eau. Cette disposition est encore commandée par la nécessité de n'opérer le battage, c'est-à-dire le défoncement du sol, que par un poids déterminé et mis en rapport avec les parties inférieures des tiges en fer, qui, sans cette précaution, se briseraient. Il arrive souvent que les sondeurs procèdent sans calculer ces éléments essentiels et attribuent à une force majeure les nombreux accidents qui surviennent dans le forage. Celui du puits de Grenelle, qui a duré sept ans, fut souvent arrêté par des accidents semblables. C'est qu'en effet la faculté de faire des tiges composées ne suffit pas encore pour rendre maître de ce poids lorsque le forage est arrivé à de grandes profondeurs, par exemple au delà de trois cents mètres, et l'on doit à M. d'OEynhausen un procédé qui a permis d'atteindre des profondeurs très-considérables en évitant les accidents qui étaient avant lui un obstacle presque insurmontable.

On divise la tige en deux parties : la partie supérieure est considérée comme devant être équilibrée par un contre-poids, et la partie inférieure doit seule agir dans la percussion. On ne laisse pas à cette partie, destinée à défoncer le sol par le battage,



Appareil de Sondage de M. Degousée

Pag. 55

plus de six à huit cents kilogrammes, et la partie supérieure est équilibrée au moyen d'un levier-romaine dont la disposition est indiquée planche III.

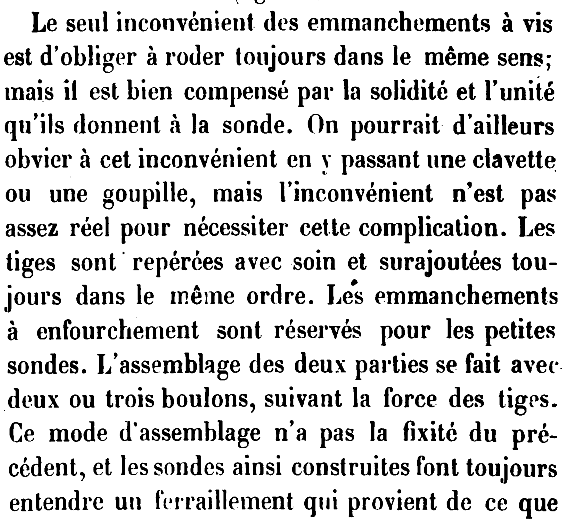
C'est entre ces deux portions de la tige qu'on place la *coulisse* dite d'OEynhausen (fig. 15). Cette coulisse est composée de deux parties glissant l'une dans l'autre sur une longueur de 0m,30 environ ; de telle sorte que, dans le battage, ces deux parties deviennent indépendantes l'une de l'autre pendant tout le mouvement de descente. En effet, si l'on équilibre la partie supérieure par un levier-romaine, ainsi qu'il est indiqué planche III, lorsqu'on abandonnera la sonde à elle-même après l'avoir soulevée, la partie inférieure frappera seule le fond, et la partie équilibrée, après avoir glissé de 0m,30, qui est la course de la coulisse, se posera doucement sur l'autre partie. La coulisse n'est employée que lorsque la sonde doit agir par percussion ; si l'on veut agir par rodage, on la supprime et on la remplace par un bout de tige ordinaire ayant même longueur. Dans ce cas de rodage, on supprime également les tiges en bois ou les petites tiges en fer dont on a pu également se servir, pour éviter de surcharger les parties inférieures pendant le battage, et on compose dès lors toute la sonde de fortes tiges, capables de bien résister aux efforts de torsion.

Fig. 15. Coulisse d'OEynhausen.

Les emmanchements des tiges entre elles sont aujourd'hui ramenés à deux types. On adopte généralement les *emmanchements à vis ;* quelquefois, et seulement pour les petites sondes, ceux à *enfourchement.*

Les tiges sont renflées à l'emmanchement, de sorte que les parties assemblées présentent isolément une force correspondant au corps de la tige. Le meilleur de ces emmanchements est à vis, avec filets triangulaires dans les proportions précédemment indiquées figure 13. Le tenon taraudé est surmonté d'une partie

lisse qui facilite l'entrée et protége le pas; au-dessous se trouve un méplat et des mentonnets qui permettent de suspendre la onde sur l'emmanchement inférieur au moyen d'une clef de retenue indiquée sur la planche III et de la reprendre par l'emmanchement supérieur au moyen d'une clef de *relevée* (fig. 16).



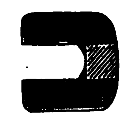


Fig. 16.
Clef de relevée.

Le seul inconvénient des emmanchements à vis est d'obliger à roder toujours dans le même sens; mais il est bien compensé par la solidité et l'unité qu'ils donnent à la sonde. On pourrait d'ailleurs obvier à cet inconvénient en y passant une clavette ou une goupille, mais l'inconvénient n'est pas assez réel pour nécessiter cette complication. Les tiges sont repérées avec soin et surajoutées toujours dans le même ordre. Les emmanchements à enfourchement sont réservés pour les petites sondes. L'assemblage des deux parties se fait avec deux ou trois boulons, suivant la force des tiges. Ce mode d'assemblage n'a pas la fixité du précédent, et les sondes ainsi construites font toujours entendre un ferraillement qui provient de ce que les boulons prennent promptement du jeu. Un assemblage de cette espèce, lorsqu'on relève ou qu'on descend la sonde, exige environ cinq minutes, tandis qu'un assemblage à vis se fait en trente ou quarante secondes. Nous ne parlerons pas des assemblages à manchons polygonaux et de quelques variétés d'enfourchement; on peut les employer lorsque les sondes existent, mais leur infériorité est tellement reconnue, qu'on n'en doit plus construire.

L'outil est, dans la sonde, la partie agissante. Sa forme est donc variable suivant le but qu'on se propose et la consistance du terrain dans lequel on opère. La première condition de l'outil est d'avoir le diamètre que l'on veut donner au forage. Chaque outil est soudé à un bout de tige qui porte un emmanchement; les outils portent la vis, les boîtes devant toujours être descendues en recouvrement.

On peut distinguer : 1° les outils pour entamer et défoncer le terrain par la percussion ou battage; 2° les outils pour extraire du trou de sonde les roches tendres et désagrégées, soit naturellement, soit par le battage; 3° les outils pour calibrer et égaliser le forage; 4° enfin, les outils pour les opérations accidentelles, par exemple pour retirer les sondes cassées, descendre ou enlever des tuyaux, etc.

Les outils de percussion consistent en diverses lames tranchantes qu'on appelle ciseaux ou *trépans*. Ces trépans sont très-variés dans leurs formes, et il suffit d'indiquer les plus ordinairement employés (fig. 17 et 18) pour montrer les modifications qu'on peut encore leur faire subir. Ces modifications ont d'ailleurs beaucoup moins d'importance que les ouvriers ne semblent y en attacher; des trous de sonde ont été souvent pratiqués dans des terrains très-divers avec des trépans de forme constante.

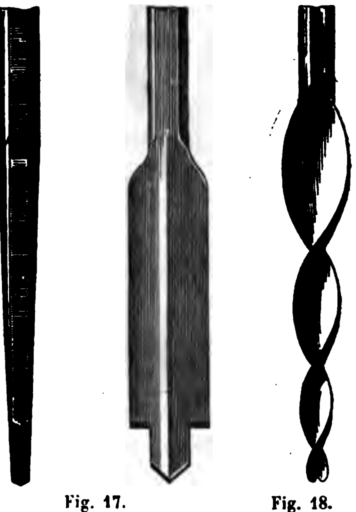
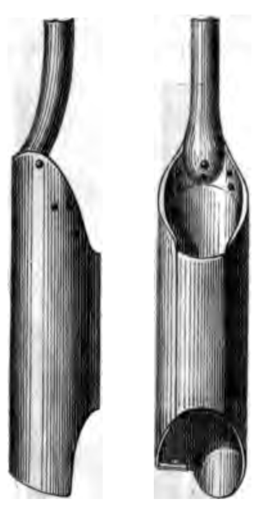


Fig. 17. *Trépan.* Fig. 18. *Trépan rubané.*

La première forme, qui convient aux terrains les plus durs, est un ciseau simple, ayant pour largeur le diamètre du trou à forer, et terminé par un biseau tranchant; la seconde forme, dite trépan élargisseur, parce qu'elle divise l'action, convient mieux aux roches tenaces : cette forme est représentée figure 17. Quant aux trépans ronds et cannelés, à pointe de diamant ou à taillants croisés, leur utilité est tellement bornée et contestable, que la plupart des équipages de sonde n'en ont pas : nous en exceptons le trépan rubané (fig. 18), souvent utile pour désagréger et pénétrer les roches argileuses.

La plupart des *tarières* ressemblent pour la forme à celles qui

sont employées pour forer le bois. Elles se composent d'une mèche qui entame par le rodage, d'un mentonnet qui soutient les matières entamées, et du corps de tarière qui les emmagasine en même temps qu'il alèse le trou formé (fig. 19). Il est évident que l'emploi des tarières est borné à l'extraction des matières tendres ou désagrégées par l'action des trépans : leur emploi direct ne produirait aucun effet dans un terrain dur.





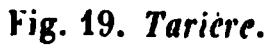


Fig. 19. *Tarière.*

Fig. 20. *Tarière à soupape.*

Les détails de forme des tarières varient suivant la nature du terrain dans lequel on opère. Ainsi le corps des tarières est ouvert et cylindrique pour les terrains argileux ou calcaires dont les éléments broyés présentent encore de la cohésion; il est fermé et quelquefois conique pour les terrains sablonneux mouvants et les argiles coulantes, et dans ce cas on est même obligé d'employer des tarières fermées au moyen de soupapes (fig. 20) ou d'un boulet mobile (fig. 21) : de telle sorte que les matières accumulées ne puissent retomber lorsqu'on vient à relever la sonde.

Quelques outils tiennent à la fois des trépans et des tarières : tels sont le trépan rubané, et divers tire-bourres dont l'usage est abandonné.

En général, les tarières portent des emmanchements et sont descendues avec la sonde; on ne peut qu'à cette condition les employer pour égaliser le trou ou pour agir sur le fond par rodage. Mais, lorsqu'il s'agit seulement de retirer des sables ou des détritus broyés, et que le trou de sonde a un assez grand

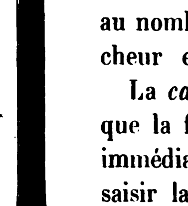
diamètre, on a souvent plus d'avantage à descendre des tarières à corde. Ces tarières sont de simples tuyaux pourvus d'une soupape à boulet à leur partie inférieure (fig. 21); une anse de suspension sert à attacher une corde à l'aide de laquelle on les descend au fond du trou. Une tarière de cette nature étant supposée descendue, on la soulève et on la laisse retomber par son poids; ce mouvement alternatif, comparable à celui du piston d'une pompe, a bientôt fait passer les sables ou détritus dans le corps de tarière, et lorsqu'on juge qu'il est plein, on remonte la tarière pour la vider et la redescendre autant de fois que cela est nécessaire.

Pour élargir un trou on se sert, dans les terrains durs, du trépan déjà indiqué, et de tarières ouvertes d'un diamètre croissant. Enfin, pour égaliser un trou de sonde, lorsqu'on veut y descendre des tuyaux, l'équarrissoir de M. Degousée est le meilleur outil qu'on puisse choisir par la simplicité de sa construction. Cet équarrissoir est composé de deux plateaux ronds en fer, ayant un diamètre un peu inférieur à celui du trou de sonde; ces plateaux, placés à une distance de 1m,50 à 2 mètres, sont réunis entre eux par des barres en fer carré, un peu cintrées, et disposées de telle sorte que, par le rodage, elles agissent sur les parois et les égalisent. Il suffit, pour calibrer le forage, de faire agir successivement cet outil dans toute sa hauteur. Si l'on veut ensuite réparer les barres, lorsque leurs angles sont émoussés ou lorsqu'elles sont faussées, le démontage de cet outil est simple et facile.





Fig. 21. *Tarière à corde avec soupape à boulet.*



Les outils destinés à retirer les sondes brisées sont au nombre de trois : la caracole, la cloche d'accrocheur et la souricière.

La *caracole* représentée (fig. 22) s'emploie lorsque la fracture est faite dans un emmanchement ou immédiatement au-dessus, de telle sorte qu'on puisse saisir la sonde par l'épaulement qui se trouve au-dessous du renflement. C'est une barre de fer, façonnée en clef horizontale, quelquefois en hélice, mais faisant seulement un tour de spire. Après s'être assuré de la position de la tige restée dans le trou, en descendant dessus la sonde munie d'une pelote d'argile qui prend l'empreinte de la partie brisée, on descend la caracole en la maintenant dans une position convenable pour saisir la tige au-dessous de l'emmanchement, et l'on tourne la sonde au moment convenable.

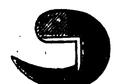


Fig. 22. *Caracole.*

La *cloche d'accrocheur* (fig. 23) convient lorsque c'est la tige elle-même qui est cassée. C'est un entonnoir taraudé à l'intérieur et présentant ainsi une filière conique qui, après avoir coiffé l'extrémité de la tige, s'y incruste par le rodage, et y creuse un pas de vis au moyen duquel on retire la sonde après l'avoir saisie. La *souricière* se compose d'une cloche dans laquelle la tige peut entrer, mais dont elle ne peut sortir, parce qu'elle est arrêtée par des crans en acier, disposés angulairement et pressés par des ressorts. L'acier s'incruste dans la tige et la saisit solidement. Lorsque aucun de ces moyens n'a permis de retirer un outil brisé, il ne reste plus d'autre ressource que de chercher à le rejeter de côté et à l'incruster dans les parois du trou, afin de pouvoir continuer le sondage au delà du point qu'il occupe.

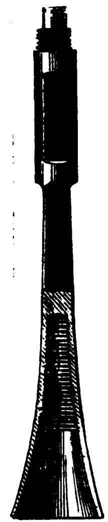


Fig. 23. *Cloche d'accrocheur.*

L'outillage dont se compose une sonde étant bien compris, il est facile de se rendre compte des con-

ditions principales de la manœuvre de la sonde et de la conduite d'un forage.

Sur le point où l'on veut forer, on commence par creuser un puits de quelques mètres de profondeur et l'on y place bien verticalement une buse en bois qui a le diamètre maximum des outils, en la soutenant par un cadre en bois placé à fleur du sol, et remblayant ensuite le puits. Sur cette amorce du forage, on place la chèvre; elle peut être à deux, trois ou quatre montants; l'important est qu'elle soit solidement établie, qu'elle ait assez de hauteur pour qu'on puisse retirer à la fois une tige et un outil placé à son extrémité, enfin qu'elle soit munie d'un treuil pour relever ou descendre la sonde et d'un levier pour battre. La planche III indique la disposition adoptée par M. Degousée.

Descendre la sonde, battre avec des trépans, roder avec des tarières et relever la sonde, telles sont les manœuvres qui doivent être constamment répétées pendant la durée du sondage, et pour lesquelles une installation bien calculée est indispensable afin d'éviter les pertes de temps et d'efforts.

La remonte et la descente de la sonde se font avec un treuil à deux vitesses, afin que quatre, six ou huit hommes puissent remonter toute la sonde, et accélérer la vitesse lorsque la sonde est devenue plus légère par la suppression d'une partie des tiges. Pour faire l'emmanchement, on dispose à l'entrée du trou de sonde un cadre en bois armé de fer, qui s'ouvre à charnière et ne laisse passer que la tige. Sur ce cadre on place horizontalement la clef de retenue, et l'on appuie l'emmanchement à vis sur cette clef au moyen des épaulements inférieurs. On coiffe la vis avec la boîte, et on tourne avec des clefs dites tourne-à-gauche. Les épaulements du méplat servent à saisir la tige avec la clef de relevée lorsqu'on doit remonter la sonde après avoir enlevé une des tiges supérieures.

Le battage s'exécute au moyen d'un levier spécial. On peut faire agir ce levier au moyen de cames placées sur le treuil. Si la sonde est devenue trop pesante, on y place la coulisse d'Œynhausen, et l'on équilibre la partie supérieure au moyen d'un

levier-romaine (pl. III), dont on peut faire varier l'effet lorsqu'on varie la position de la coulisse.

Lorsqu'on doit traverser des terrains ébouleux, il faut maintenir les parois du trou de sonde; on emploie, dans ce but, des tuyaux ordinairement en tôle, quelquefois en bois ou en fonte. Ces tuyaux assemblés forment une colonne que l'on descend avec la chèvre, après que le trou de sonde a été bien calibré. On réunit successivement les divers tuyaux qui composent la colonne au moyen d'assemblages à recouvrement fixés par des boulons. Ces boulons, descendus à l'intérieur au moyen d'un fil, sont ramenés dans le trou d'assemblage par l'ouvrier, qui saisit le fil avec un crochet; l'écrou, en goutte de suif, est mis ensuite avec une clef spéciale, et l'extrémité du boulon est coupée et rivée. On parvient ainsi à composer une colonne de tuyaux qui occupe le moins de place possible dans le trou de sonde.

La descente d'une colonne de tuyaux oblige à diminuer le diamètre du trou de sonde. Ainsi l'épaisseur des tuyaux en tôle varie progressivement de $0^m,005$ à $0^m,002$, pour des tuyaux ayant depuis $0^m,30$ de diamètre jusqu'à $0^m,10$. Ces tuyaux doivent en outre être sensiblement plus petits que le diamètre du trou ; on est donc obligé, à chaque descente de tuyaux, de diminuer le diamètre du forage et par conséquent celui des outils.

Dans certains cas, on peut descendre une colonne de tuyaux et forer encore au-dessous au même diamètre à l'aide d'outils à ressorts qu'on introduit dans la colonne en les forçant. Ces outils, après avoir dépassé la colonne, s'ouvrent et continuent le forage. On fait, au besoin, descendre la colonne de tuyaux à mesure que l'outil agit, en exerçant sur cette colonne une pression qui facilite son mouvement.

Dans les sables mouvants, on peut aussi descendre une colonne en faisant agir en dessous une tarière à boulet, ou plus simplement encore un seau à soupape qu'on manœuvre avec une corde. Un mouvement oscillatoire imprimé à cet outil le remplit comme une pompe, et le sable, raréfié par cette action, permet la descente de la colonne.

Il ne suffit pas de forer le sol, il faut se rendre compte aussi bien que possible de la nature des roches qui sont traversées par la sonde. Or les tarières ne ramènent au jour que des matériaux broyés et dont les caractères minéralogiques et géologiques sont le plus souvent très-difficiles à reconnaître. On s'est donc préoccupé des moyens de se procurer des échantillons en fragments assez gros et sains pour qu'on pût y distinguer non-seulement les roches, mais le sens et le degré d'inclinaison de la stratification.

Pour cela, on substitue au trépan ordinaire celui qui est indiqué figure 24.

Cet outil, dont l'intérieur est vide, sert à creuser une rigole circulaire au centre de laquelle res'e un *témoin* cylindrique. Lorsque ce témoin est suffisamment découpé, on substitue au trépan une espèce de cloche dont la partie inférieure porte des lames à ressorts (fig. 25). Cette cloche, une fois descendue sur le cylindre de roche, l'arrache de sa base et sert à le ramener au jour. Si l'on a soin, pendant l'opération du relevage de la sonde, de ne pas la laisser tourner, l'échantillon cylindrique arrivera au jour sans avoir dévié de son orientation ; s'il porte des lignes de stratification, on pourra donc facilement constater quelle est la direction et l'inclinaison de ces lignes.

Fig. 24. *Trépan*

Nous avons dit qu'on avait quelquefois besoin de forer dans les mines des sondages inclinés ou horizontaux. Dans ce cas, les outils employés sont ceux que nous venons de décrire, la manœuvre de la sonde subit seule des modifications. Ainsi, pour faire un sondage horizontal, on dispose la partie de la sonde qui sort du trou sur plusieurs poulies ou galets à gorge qui la soutiennent ; mais, dans cette position, l'action par percussion est presque annihilée, et c'est seulement en frappant avec des masses sur la tête de la sonde, et





Fig. 25. *Cloche.*

sont employées pour forer le bois. Elles se composent d'une mèche qui entame par le rodage, d'un mentonnet qui soutient les matières entamées, et du corps de tarière qui les emmagasine en même temps qu'il alèse le trou formé (fig. 19). Il est évident que l'emploi des tarières est borné à l'extraction des matières tendres ou désagrégées par l'action des trépans : leur emploi direct ne produirait aucun effet dans un terrain dur.

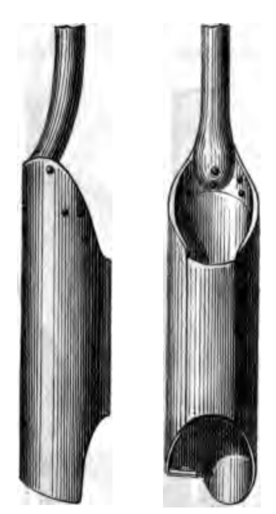



Fig. 19. *Tarière.*



Fig. 20. *Tarière à soupape.*

Les détails de forme des tarières varient suivant la nature du terrain dans lequel on opère. Ainsi le corps des tarières est ouvert et cylindrique pour les terrains argileux ou calcaires dont les éléments broyés présentent encore de la cohésion ; il est fermé et quelquefois conique pour les terrains sablonneux mouvants et les argiles coulantes, et dans ce cas on est même obligé d'employer des tarières fermées au moyen de soupapes (fig. 20) ou d'un boulet mobile (fig. 21) : de telle sorte que les matières accumulées ne puissent retomber lorsqu'on vient à relever la sonde.

Quelques outils tiennent à la fois des trépans et des tarières : tels sont le trépan rubané, et divers tire-bourres dont l'usage est abandonné.

En général, les tarières portent des emmanchements et sont descendues avec la sonde; on ne peut qu'à cette condition les employer pour égaliser le trou ou pour agir sur le fond par rodage. Mais, lorsqu'il s'agit seulement de retirer des sables ou des détritus broyés, et que le trou de sonde a un assez grand

diamètre, on a souvent plus d'avantage à descendre des tarières à corde. Ces tarières sont de simples tuyaux pourvus d'une soupape à boulet à leur partie inférieure (fig. 21); une anse de suspension sert à attacher une corde à l'aide de laquelle on les descend au fond du trou. Une tarière de cette nature étant supposée descendue, on la soulève et on la laisse retomber par son poids; ce mouvement alternatif, comparable à celui du piston d'une pompe, a bientôt fait passer les sables ou détritus dans le corps de tarière, et lorsqu'on juge qu'il est plein, on remonte la tarière pour la vider et la redescendre autant de fois que cela est nécessaire.

Pour élargir un trou on se sert, dans les terrains durs, du trépan déjà indiqué, et de tarières ouvertes d'un diamètre croissant. Enfin, pour égaliser un trou de sonde, lorsqu'on veut y descendre des tuyaux, l'équarrissoir de M. Degousée est le meilleur outil qu'on puisse choisir par la simplicité de sa construction. Cet équarrissoir est composé de deux plateaux ronds en fer, ayant un diamètre un peu inférieur à celui du trou de sonde; ces plateaux, placés à une distance de 1^{m},50 à 2 mètres, sont réunis entre eux par des barres en fer carré, un peu cintrées, et disposées de telle sorte que, par le rodage, elles agissent sur les parois et les égalisent. Il suffit, pour calibrer le forage, de faire agir successivement cet outil dans toute sa hauteur. Si l'on veut ensuite réparer les barres, lorsque leurs angles sont émoussés ou lorsqu'elles sont faussées, le démontage de cet outil est simple et facile.

Coupe de la soupape.



Fig. 21. *Tarière à corde avec soupape à boulet.*



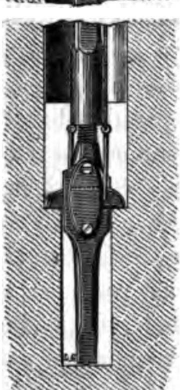


Fig. 28.

cloche ou petit gazomètre en tôle, sous lequel on faisait monter l'eau à une hauteur plus ou moins grande au moyen d'une pompe à air qui faisait le vide à la partie supérieure. Une bielle mise en mouvement par une machine servait à soulever l'extrémité du balancier de manière à opérer le battage. M. d'OEynhausen a conduit ainsi le sondage de Minden à une profondeur de plus de 700 mètres.

D'autres perfectionnements, apportés par M. Degousée et M. Kind, portent sur la tige de la sonde et les divers outils destinés au forage et au tubage. Ces perfectionnements, d'ailleurs assez complexes, sont décrits avec beaucoup de soin dans le traité spécial publié par M. Degousée, travail auquel nous renvoyons pour tous les développements de l'art du sondeur.

Quant aux perfectionnements apportés à l'outillage par M. Kind, ils consistent principalement dans les dispositions de l'outil représenté figure 28, outil qui est destiné aux sondages profonds.

Le trépan, indiqué à la partie inférieure, est composé d'une lame à diamètre constant, portant à sa partie supérieure deux lames mobiles et perpendiculaires qui élargissent le forage. Ces lames mobiles sont comprises entre deux plaques de tôle, elles y rentrent ou elles en sortent à volonté, au moyen de tiges latérales suspendues à une boîte filetée, qui monte ou descend suivant que l'on fait tourner la sonde à droite ou à gauche.

La partie supérieure de cet outil de percussion est mobile et maintenue entre deux flas-

ditions principales de la manœuvre de la sonde et de la conduite d'un forage.

Sur le point où l'on veut forer, on commence par creuser un puits de quelques mètres de profondeur et l'on y place bien verticalement une buse en bois qui a le diamètre maximum des outils, en la soutenant par un cadre en bois placé à fleur du sol, et remblayant ensuite le puits. Sur cette amorce du forage, on place la chèvre; elle peut être à deux, trois ou quatre montants; l'important est qu'elle soit solidement établie, qu'elle ait assez de hauteur pour qu'on puisse retirer à la fois une tige et un outil placé à son extrémité, enfin qu'elle soit munie d'un treuil pour relever ou descendre la sonde et d'un levier pour battre. La planche III indique la disposition adoptée par M. Degousée.

Descendre la sonde, battre avec des trépans, roder avec des tarières et relever la sonde, telles sont les manœuvres qui doivent être constamment répétées pendant la durée du sondage, et pour lesquelles une installation bien calculée est indispensable afin d'éviter les pertes de temps et d'efforts.

La remonte et la descente de la sonde se font avec un treuil à deux vitesses, afin que quatre, six ou huit hommes puissent remonter toute la sonde, et accélérer la vitesse lorsque la sonde est devenue plus légère par la suppression d'une partie des tiges. Pour faire l'emmanchement, on dispose à l'entrée du trou de sonde un cadre en bois armé de fer, qui s'ouvre à charnière et ne laisse passer que la tige. Sur ce cadre on place horizontalement la clef de retenue, et l'on appuie l'emmanchement à vis sur cette clef au moyen des épaulements inférieurs. On coiffe la vis avec la boîte, et on tourne avec des clefs dites tourne-à-gauche. Les épaulements du méplat servent à saisir la tige avec la clef de relevée lorsqu'on doit remonter la sonde après avoir enlevé une des tiges supérieures.

Le battage s'exécute au moyen d'un levier spécial. On peut faire agir ce levier au moyen de cames placées sur le treuil. Si la sonde est devenue trop pesante, on y place la coulisse d'Œynhausen, et l'on équilibre la partie supérieure au moyen d'un

levier-romaine (pl. III), dont on peut faire varier l'effet lorsqu'on varie la position de la coulisse.

Lorsqu'on doit traverser des terrains ébouleux, il faut maintenir les parois du trou de sonde; on emploie, dans ce but, des tuyaux ordinairement en tôle, quelquefois en bois ou en fonte. Ces tuyaux assemblés forment une colonne que l'on descend avec la chèvre, après que le trou de sonde a été bien calibré. On réunit successivement les divers tuyaux qui composent la colonne au moyen d'assemblages à recouvrement fixés par des boulons. Ces boulons, descendus à l'intérieur au moyen d'un fil, sont ramenés dans le trou d'assemblage par l'ouvrier, qui saisit le fil avec un crochet; l'écrou, en goutte de suif, est mis ensuite avec une clef spéciale, et l'extrémité du boulon est coupée et rivée. On parvient ainsi à composer une colonne de tuyaux qui occupe le moins de place possible dans le trou de sonde.

La descente d'une colonne de tuyaux oblige à diminuer le diamètre du trou de sonde. Ainsi l'épaisseur des tuyaux en tôle varie progressivement de $0^m,005$ à $0^m,002$, pour des tuyaux ayant depuis $0^m,30$ de diamètre jusqu'à $0^m,10$. Ces tuyaux doivent en outre être sensiblement plus petits que le diamètre du trou ; on est donc obligé, à chaque descente de tuyaux, de diminuer le diamètre du forage et par conséquent celui des outils.

Dans certains cas, on peut descendre une colonne de tuyaux et forer encore au-dessous au même diamètre à l'aide d'outils à ressorts qu'on introduit dans la colonne en les forçant. Ces outils, après avoir dépassé la colonne, s'ouvrent et continuent le forage. On fait, au besoin, descendre la colonne de tuyaux à mesure que l'outil agit, en exerçant sur cette colonne une pression qui facilite son mouvement.

Dans les sables mouvants, on peut aussi descendre une colonne en faisant agir en dessous une tarière à boulet, ou plus simplement encore un seau à soupape qu'on manœuvre avec une corde. Un mouvement oscillatoire imprimé à cet outil le remplit comme une pompe, et le sable, raréfié par cette action, permet la descente de la colonne.

Il ne suffit pas de forer le sol, il faut se rendre compte aussi bien que possible de la nature des roches qui sont traversées par la sonde. Or les tarières ne ramènent au jour que des matériaux broyés et dont les caractères minéralogiques et géologiques sont le plus souvent très-difficiles à reconnaître. On s'est donc préoccupé des moyens de se procurer des échantillons en fragments assez gros et sains pour qu'on pût y distinguer non-seulement les roches, mais le sens et le degré d'inclinaison de la stratification.

Pour cela, on substitue au trépan ordinaire celui qui est indiqué figure 24.

Cet outil, dont l'intérieur est vide, sert à creuser une rigole circulaire au centre de laquelle reste un *témoin* cylindrique. Lorsque ce témoin est suffisamment découpé, on substitue au trépan une espèce de cloche dont la partie inférieure porte des lames à ressorts (fig. 25). Cette cloche, une fois descendue sur le cylindre de roche, l'arrache de sa base et sert à le ramener au jour. Si l'on a soin, pendant l'opération du relevage de la sonde, de ne pas la laisser tourner, l'échantillon cylindrique arrivera au jour sans avoir dévié de son orientation ; s'il porte des lignes de stratification, on pourra donc facilement constater quelle est la direction et l'inclinaison de ces lignes.

Fig. 24. *Trépan*

Nous avons dit qu'on avait quelquefois besoin de forer dans les mines des sondages inclinés ou horizontaux. Dans ce cas, les outils employés sont ceux que nous venons de décrire, la manœuvre de la sonde subit seule des modifications. Ainsi, pour faire un sondage horizontal, on dispose la partie de la sonde qui sort du trou sur plusieurs poulies ou galets à gorge qui la soutiennent ; mais, dans cette position, l'action par percussion est presque annihilée, et c'est seulement en frappant avec des masses sur la tête de la sonde, et





Fig. 25. *Cloche.*

surtout en pénétrant dans la roche par le rodage, qu'on peut forer horizontalement. Dans certains cas, on s'est servi, pour soutenir la sonde, d'une tige ronde passant à travers un tuyau en fonte, suivant l'axe duquel elle était maintenue à l'aide de deux stuffingbox ; des chaînes attachées à la sonde et tendues par un contre-poids permettent de la faire frapper au fond du trou ; la partie soutenue étant ronde, le mouvement de rodage est facile à imprimer à l'ensemble de l'outil.

On ne fait jamais de sondages horizontaux dans les roches dures ; ce n'est que dans les roches tendres et surtout dans la houille, le sel gemme, les calcaires, les argiles, etc., qu'on emploie ce genre de forage, encore a-t-on soin de réduire les diamètres des trous forés au strict nécessaire. Les sondages les plus considérables qui aient été faits horizontalement n'ont pas dépassé 30 mètres de longueur sur un diamètre de $0^{m},10$; ordinairement, ils n'excèdent pas 10 ou 15 mètres de longueur sur un diamètre de $0^{m},035$.

Les sondages inclinés sont d'une exécution d'autant plus facile que leur inclinaison est plus forte, et qu'ils se rapprochent davantage des conditions de forage des trous verticaux.

On a fait plusieurs sondages en Prusse et en France à l'aide du procédé chinois dit *sondage à la corde*. Ce procédé consiste à faire battre un outil dans un trou de sonde au moyen d'une corde armée de nœuds en tôle, pour en empêcher l'usure par le frottement contre les parois du trou. L'outil se compose d'une tige longue de $1^{m},60$ (fig. 26), terminée à sa partie supérieure par un anneau de suspension, et à sa partie inférieure par un écrou destiné à recevoir les trépans. Elle porte en outre deux manchons cannelés destinés à servir de guides dans le trou et à prévenir les déviations. La figure 27 représente les trépans qui s'adaptent à la tige. L'ensemble de la tige armée peut peser de 150 à 200 kilog.

Après avoir agi par percussion pendant un temps proportionné à la dureté de la roche, on descend, pour curer le trou, une tarière à soupape. Cette tarière se manœuvre à la corde comme

l'outil, et, par le mouvement alternatif qu'on lui imprime, elle ne tarde pas à se remplir des matières désagrégées par l'action des trépans.

Cette méthode de sondage à la corde n'a été employée d'une manière suivie dans aucune contrée. Les inconvénients qu'elle présente, dans le cas de rupture de la corde, de la chute d'une pierre sur l'outil, de la déviation possible du forage dans un terrain peu homogène, et par conséquent la difficulté de tuber des trous ainsi forés, enfin l'impossibilité de traverser les sables mouvants et les argiles coulantes, l'empêcheront de prendre aucune extension. Elle ne se recommande d'ailleurs que par l'économie de l'outillage, avantage bien faible lorsqu'il en résulte une pareille incertitude sur le résultat du travail.



Fig. 26. *Tige.* Fig. 27. *Trépans.*

PERFECTIONNEMENTS DE L'OUTILLAGE.

L'art du sondage à de grandes profondeurs a reçu beaucoup d'améliorations dans ces dernières années. Ces améliorations sont dues à MM. Degousée, d'OEynhausen et Kind.

M. Degousée a appliqué la machine à vapeur à la manœuvre de la sonde et a pu, par ce moyen, diminuer dans une proportion considérable le temps employé au forage ; l'opération du battage se fait ainsi quatre fois plus vite, et les opérations du relèvement et de la descente sont accélérées dans la même proportion. M. d'OEynhausen a employé pour le sondage des salines des environs de Minden, en Prusse, un balancier très-ingénieux, destiné à la fois à faire battre et à équilibrer une partie de la sonde. D'un côté, ce balancier supportait la sonde, suspendue au moyen d'une chape à vis; de l'autre, il était équilibré par une



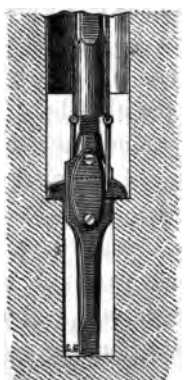


Fig. 28.

cloche ou petit gazomètre en tôle, sous lequel on faisait monter l'eau à une hauteur plus ou moins grande au moyen d'une pompe à air qui faisait le vide à la partie supérieure. Une bielle mise en mouvement par une machine servait à soulever l'extrémité du balancier de manière à opérer le battage. M. d'OEynhausen a conduit ainsi le sondage de Minden à une profondeur de plus de 700 mètres.

D'autres perfectionnements, apportés par M. Degousée et M. Kind, portent sur la tige de la sonde et les divers outils destinés au forage et au tubage. Ces perfectionnements, d'ailleurs assez complexes, sont décrits avec beaucoup de soin dans le traité spécial publié par M. Degousée, travail auquel nous renvoyons pour tous les développements de l'art du sondeur.

Quant aux perfectionnements apportés à l'outillage par M. Kind, ils consistent principalement dans les dispositions de l'outil représenté figure 28, outil qui est destiné aux sondages profonds.

Le trépan, indiqué à la partie inférieure, est composé d'une lame à diamètre constant, portant à sa partie supérieure deux lames mobiles et perpendiculaires qui élargissent le forage. Ces lames mobiles sont comprises entre deux plaques de tôle, elles y rentrent ou elles en sortent à volonté, au moyen de tiges latérales suspendues à une boîte filetée, qui monte ou descend suivant que l'on fait tourner la sonde à droite ou à gauche.

La partie supérieure de cet outil de percussion est mobile et maintenue entre deux flas-

ques en tôle ; ces flasques portent à leur partie supérieure un système de leviers à crochets qui peuvent saisir l'outil, le remonter à une certaine hauteur, et qui le lâchent subitement, lorsque la sonde retombe, abandonnée à son poids.

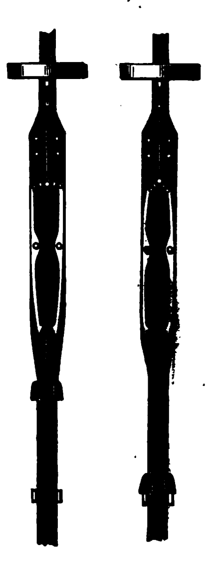


Fig. 29. *Outil de Kind.*

Le mouvement des leviers à crochets est obtenu au moyen d'un *disque-parachute*, mobile autour de la tige carrée de la sonde. Ce disque tient, en effet, l'articulation commune des deux leviers au moyen d'une tringle, ainsi que l'indiquent les figures 29, qui représentent les leviers placés dans l'intérieur des flasques et dans les deux positions, c'est-à-dire lorsque le trépan est saisi par les crochets, et lorsqu'il a été abandonné.

Que l'on suppose l'outil saisi par les leviers et remonté à une certaine hauteur avec la sonde. Lorsque la sonde est soulevée, le disque-parachute est maintenu au bas de sa course et les crochets serrent l'outil. Lorsqu'on abandonne la sonde à son propre poids, l'eau, dont le trou de sonde est rempli, obligée de passer dans l'espace annulaire qui reste libre entre la circonférence du disque mobile et le tubage du trou; remonte ce disque à la partie supérieure de sa course. et, dans cette position, les crochets ouverts ont lâché subitement l'outil, dont le poids a été frapper le fond du trou de sonde.

Tel est le mécanisme ingénieux à l'aide duquel M. Kind a exécuté des sondages nombreux, et dont quelques-uns ont atteint 700 et 800 mètres de profondeur. On voit qu'il rend inutile l'emploi de la coulisse d'Œynhausen, et que l'on peut y régler à volonté le poids de l'outil percutant par sa longueur, et la vitesse de sa chute par un parachute évidé placé au-dessus du trépan (fig. 28). M. Kind a augmenté dans beaucoup de cas le diamètre des trous de sonde, en employant des trépans à

plusieurs lames assemblées par une même traverse (fig. 30) ; ces trépans sont guidés par une traverse supérieure perpendiculaire au porte-lames. L'outil représenté ci-contre est employé pour forer des trous d'un mètre, et M. Kind est même arrivé à forer des puits de mines de 3 et 4 mètres de diamètre. Nous reviendrons sur cette méthode lorsque nous traiterons du fonçage des puits.

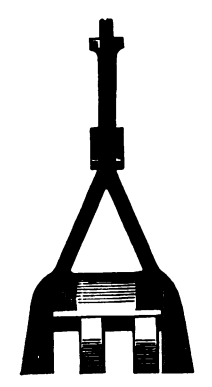


Fig. 30.
Trépan pour des sondages à grand diamètre.

Inutile de dire que, pour les forages à grands diamètres et à grandes profondeurs, M. Kind emploie une machine à vapeur pour battre, pour relever et descendre la sonde.

Le puits artésien de Passy, commencé par M. Kind en septembre 1855, pour aller recouper à 550 mètres les sables verts de la formation crétacée inférieure, et amener à la surface le cours d'eau souterrain qu'ils renferment, par un trou d'un mètre de diamètre, est sans contredit le forage le plus intéressant qui ait été entrepris. Ce forage, conduit en dix-huit mois vers 500 mètres de profondeur, n'a pu jusqu'à présent être tubé. Son succès est donc encore incertain.

L'appareil employé pour ce puits se composait d'un trépan à declic, du poids d'environ 1 800 kilogrammes. Il était de construction analogue à celui qui est représenté figure 30, et portait sept dents en acier fondu, pesant 8 à 9 kilogrammes chacune. La percussion de ce trépan était obtenue au moyen d'un declic dont les crochets étaient manœuvrés par un disque supérieur ; les tiges étaient en bois et fer, avec emmanchements à vis et construites de manière à perdre presque tout leur poids dans l'eau.

Le battage s'effectuait au moyen d'un balancier à ressort, mis en mouvement par une machine à vapeur ; on obtenait environ quinze coups par minute. Une autre machine mettait en mouvement deux treuils, l'un pour relever et redescendre la sonde, l'autre pour descendre et relever le cylindre à soupapes qui était employé pour le curage du trou de sonde.

DEVIS DES TROUS DE SONDE.

D'après cette courte description des appareils de sondage, il est facile de voir que la perfection plus ou moins grande de l'outillage et l'habileté du maître sondeur sont pour beaucoup dans la rapidité avec laquelle on peut opérer. Les perfectionnements de l'outillage ont permis de limiter le poids des sondes dans le battage, et facilité l'emploi de ce puissant moyen d'action à des profondeurs de 500 à 700 mètres, profondeurs auxquelles, autrefois, on ne pouvait plus agir. En écartant la majeure partie des chances de rupture, on a évité aussi les pertes de temps et d'argent, et donné à ces procédés une certitude qu'ils n'avaient jamais eue.

Le diamètre du forage, la dureté plus ou moins grande des roches traversées, sont les éléments principaux de la rapidité avec laquelle on peut faire des sondages dans un terrain donné. A mesure qu'on descend, les difficultés et la longueur des manœuvres, le danger croissant des accidents, augmentent le prix de revient ; enfin, il faut encore ajouter à ces éléments les opérations accessoires, telles que la descente des tuyaux et le passage des terrains mouvants qui peuvent être rencontrés.

Il résulte de ces diverses conditions une différence très-grande entre le prix de revient des sondages de mines, qui se font sur de petits diamètres, dans des terrains solides et homogènes, et les sondages artésiens, qui se font sur de grands diamètres, à travers des couches hétérogènes qu'il faut soutenir par des tubages, à mesure qu'on avance.

Dans le premier cas, nous citerons pour exemples deux sondages pratiqués dans des terrains houillers composés : le premier, d'alternances de grès et schistes, le second, de grès fins et de poudingues. Les divers éléments de temps et d'argent ont été comptés par mètre courant.

PROFONDEURS.	1er SONDAGE.		2e SONDAGE.		MOYENNE.	
	JOURS.	DÉPENSES.	JOURS.	DÉPENSES.	JOURS.	DÉPENSES.
De 0 à 25 mètres.	0,56	4 fr. 40	0,75	5 fr. 54	0,65	4 fr. 95
25 à 30 —	0,60	5 47	1,00	» »	0,80	7 23
30 à 35 —	0,60	6 37	0,80	8 50	0,70	7 43
35 à 40 —	0,80	9 57	0,60	7 40	0,70	8 48
40 à 50 —	0,60	10 07	0,90	12 15	0,85	11 11
50 à 70 —	0,90	13 07	1,20	16 10	1,05	14 58
70 à 80 —	1,2)	17 77	1,70	25 15	1,45	21 46
Moyenne par mètre.	0,75	9 06	1,00	11 98	0,89	10 52

Ces prix sont sensiblement d'accord avec ceux qu'on paye en Angleterre à des entrepreneurs de sondages de mines. On traite en effet d'après un tarif réglé comme suit :

Mètres.	Mètres.	Le mètre courant.	
De 0	à 20	2,70	Les prix suivent ainsi une progression arithmétique dont chaque terme augmente de 2,70 par 10 mètres de profondeur.
De 20	à 30	5,40	
De 30	à 40	8,10	
De 40	à 50	10,80	
De 50	à 60	13,50	
De 60	à 70	16,20	
De 70	à 80	18,80	
De 80	à 90	21,60	
De 90	à 100	24,30	

On fait sur ces bases des sondages qui vont jusqu'à 200 mètres, en exceptant toutefois les roches très-dures qui peuvent se présenter et pour lesquelles l'entrepreneur reçoit un supplément de prix.

Les conditions de temps et de prix changent beaucoup lorsque le sondage doit être fait sur de grands diamètres, avec les tubages toujours nécessaires pour traverser des couches hétérogènes parmi lesquelles se trouvent des sables mouvants et des argiles sujettes à couler ou à se resserrer. Ayant eu à discuter récemment les prix d'un sondage de 300 mètres de profondeur

à exécuter dans les marnes irisées et les grès bigarrés, les conditions suivantes furent arrêtées :

Le forage devait être commencé à $0^m,25$ de diamètre et terminé à $0^m,16$.

L'équipage de sonde et les ouvriers étant transportés sur les lieux, l'entrepreneur offrait deux modes de traité. Ou bien il fournissait à la journée le travail de son équipage et de tous les hommes nécessaires pour le manœuvrer et les prix étaient établis ainsi qu'il suit :

Mètres.	Mètres.	Par jour de travail.
De 0	à 50	30 fr.
De 50	à 100	35
De 100	à 150	40
De 150	à 200	48
De 200	à 250	56
De 250	à 300	64

Dans cette combinaison, l'entrepreneur restait en dehors de tous les accidents qui pouvaient arriver pendant le forage, mais il proposait de traiter à forfait aux prix suivants :

Mètres.	Mètres.	Prix du mètre.	Total.
De 0	à 50	65 fr.	2 250 fr.
De 50	à 100	90	4 500
De 100	à 150	130	6 500
De 150	à 200	175	8 750
De 200	à 250	350	12 500
De 250	à 300	300	15 500

c'est-à-dire un total de 51,000 fr. pour 300 mètres de profondeur et une moyenne de 170 fr. par mètre courant.

Ces prix ne sont guère inférieurs que de moitié à ceux qui seraient nécessaires pour foncer un puits de $2^m,50$ à 3^m de diamètre par les moyens ordinaires.

Un sondage donne sur les gîtes minéraux des renseignements si imparfaits, qu'on doit en conclure que, pour l'exploitation des mines, les sondages ne doivent s'exécuter qu'avec de petits diamètres, c'est-à-dire lorsqu'ils peuvent être conduits à la fois avec rapidité et avec économie. En dehors de ces conditions, les

sondages ne sont réellement utiles que dans les cas où il n'est pas possible d'attaquer immédiatement un puits sans de trop grandes dépenses; par exemple, si l'on doit traverser des terrains aquifères qui nécessiteraient un cuvelage. C'est ainsi que les sondages ont été indispensables pour reconnaître et préparer l'emplacement des puits dans les bassins houillers du Pas-de-Calais et de la Moselle, tandis qu'on n'en fait ancun usage dans les bassins où, le terrain houiller se trouvant à découvert, il est alors plus rationnel de rechercher immédiatement les couches par des puits à grande section.

Si l'on cherche à se rendre compte du temps nécessaire pour l'exécution des forages, on trouve que les sondeurs expérimentés mettent, aux environs de Paris, deux mois pour faire des forages de 60 à 70 mètres. Des forages de 100 et 120 mètres ont été faits en quatre mois dans la vallée de la Loire. Si un sondage n'est interrompu par aucun accident, tel que rupture de sonde, ou n'est arrêté par aucune circonstance qui exige un temps considérable, tel que le passage et le tubage de terrains mouvants, on peut atteindre en une année une profondeur de 200 à 300 mètres.

Le prix d'une sonde pourra toujours être facilement calculé d'après l'évaluation du poids de chaque pièce et le prix du fer. A Paris, les outils de sondage et les emmanchements des tiges sont payés à raison de 3 fr. le kilog.; les tiges en fer corroyé à la petite forge coûtent 1 fr. 50 c.

Les emmanchements ont été divisés, par M. Degousée, en quatre classes ou numéros, suivant la grosseur des tiges carrées, qui ont depuis $0^m,026$ jusqu'à $0^m,050$ de côté.

Le n° 1, pour forer à 400 mètres et au delà,	pèse 22 kil. les deux pièces.
Le n° 2, pour forer à 300 m.	pèse 18 kil.
Le n° 3, pour forer à 75 m.	pèse 14 kil.
Le n° 4, pour forer à 50 m.	pèse 10 kil.

On peut calculer aisément d'après ces données le poids et par conséquent le prix d'une sonde.

Les petites sondes pour forer jusqu'à 100 mètres pèsent, avec leurs accessoires, environ 1 200 kilog.; les tiges ont $0^m,026$ de côté, et les outils $0^m,08$ à $0^m,11$ de diamètre.

Les grandes sondes complètes pèsent de 1 800 à 3 000 kilog.; avec tiges de $0^m,05$ de côté et des outils d'un diamètre gradué depuis $0^m,08$ jusqu'à $0^m,28$.

Une chèvre avec treuil de manœuvre coûte de 300 à 600 fr. pour les petites sondes à tiges de 4 mètres de longueur; pour les grandes sondes à tiges de 8 mètres, elle coûte de 1 200 à 1 800 fr.

RECHERCHE DES EAUX SOUTERRAINES. PUITS ARTÉSIENS.

La recherche des eaux souterraines jaillissantes, dites eaux artésiennes, est un des buts principaux des sondages. L'appréciation des circonstances qui peuvent rendre la réussite plus ou moins probable étant liée intimement à la constitution géologique de la contrée, la recherche des eaux rentre entièrement dans le domaine des ingénieurs des mines. Cette étude est d'ailleurs une des applications les plus intéressantes de la géologie.

La plupart des grands bassins hydrographiques sont en quelque sorte tracés à la surface du sol par les affleurements des diverses couches qui s'y sont successivement déposées; de telle sorte qu'il existe une concordance générale entre les formes de la surface et la constitution géologique du sol. Que l'on étudie, par exemple, le grand bassin crétacé, de forme ellipsoïdale, vers le centre duquel se trouvent Paris et Londres, on reconnaîtra que tous les cours d'eau convergent vers la région la plus basse de ce bassin, qu'ils descendent d'une part des hauteurs jurassiques de la Champagne et de la Bourgogne, d'autre part des hauteurs analogues qui ferment, vers le N. O., le bassin de Londres; ces cours d'eau traversent, sur leur passage, les affleurements successifs des terrains crétacés et tertiaires. C'est qu'en effet ce bassin, dont la forme paraît avoir été fixée immédiatement après le dépôt des terrains jurassiques,

a été recouvert par la série des dépôts crétacés et tertiaires, dépôts concentriques, dont les affleurements se trouvent à un niveau plus élevé que la partie centrale.

Si, pour explorer la constitution géologique des bassins hydrographiques, on suit une marche inverse de celle des eaux en remontant les vallées, on traversera les relèvements successifs de tous les terrains déposés dans ces bassins. Les affleurements des divers terrains superposés seront visibles sur des longueurs d'autant plus grandes que les couches seront plus puissantes et moins inclinées. Des dépôts qui n'ont pas plus de cinquante mètres d'épaisseur peuvent affleurer ainsi suivant des zones de plusieurs myriamètres de largeur.

Si, parmi les couches dont les tranches affleurent ainsi à des niveaux supérieurs aux régions centrales, on suppose qu'il y ait des alternances de roches perméables et imperméables, on aura la clef du phénomène des puits artésiens. En effet, les eaux courantes et pluviales, s'engageant dans les couches perméables, sur les points élevés où elles affleurent, ne peuvent sortir de ces couches qu'autant qu'elles trouvent une issue naturelle qui leur permette de reparaître à des niveaux inférieurs. Si, par un trou de sonde, on leur ouvre artificiellement cette issue, on aura établi un siphon dans lequel la branche verticale, étant à un niveau plus bas que la longue branche inclinée, donnera passage aux eaux. Telles sont les conditions auxquelles satisfont tous les puits artésiens connus, et l'on peut même dire toutes les sources naturelles.

Les terrains tertiaires sont plus aptes que les autres à l'établissement des puits artésiens, parce qu'ils contiennent presque toujours vers leur base des couches sablonneuses surmontées d'argiles imperméables, et qu'ils sont moins sujets que les terrains plus anciens à ces phénomènes de dislocation qui dérangent la régularité de l'hydrographie souterraine. Ils sont en outre, parmi les bassins sédimentaires, ceux qui sont les plus limités, et, par conséquent, le phénomène de circulation souterraine des eaux, se reproduisant sur des échelles moindres, est plus facile à

mettre en évidence par des sondages peu profonds et peu coûteux.

Il faut donc, pour obtenir un puits artésien, rechercher cette disposition en bassin, et de plus l'existence de couches perméables comprises entre des couches imperméables affleurant à des niveaux supérieurs à celui du forage.

Les couches perméables sont ordinairement les dépôts arénacés, sablonneux, qui existent surtout à la base des formations géognostiques. Dans beaucoup de cas, des couches naturellement imperméables, les calcaires par exemple, jouent le rôle de couches perméables; elles acquièrent cette propriété parce qu'elles sont divisées par de larges fentes, ou parce qu'elles sont très-fendillées par une multitude de petites fissures. Les calcaires crétacés sont souvent dans ce cas, et la grande quantité d'eau qui circule dans ces calcaires a été mise à profit de temps immémorial en Artois. C'est de là qu'est venue la dénomination de *puits artésiens*. Dans les départements du Nord, où l'on est obligé de traverser les couches crétacées pour arriver au terrain houiller, on désigne sous le nom de *niveaux* les courants d'eau souterrains que l'on y rencontre; sources montantes de fond, disent les mineurs, parce qu'en effet, lorsqu'on vient à les rencontrer par un fonçage, elles font irruption dans le puits et y montent rapidement à un niveau plus ou moins élevé.

Le bassin de Paris est le plus apte à fournir des exemples des diverses circonstances que peut présenter l'établissement des puits artésiens. Les dépôts crétacés et tertiaires de ce bassin sont, comme nous l'avons dit, contenus dans une dépression jurassique, et ce terrain jurassique, composé de puissantes alternances calcaires et argileuses, retient les eaux à sa surface. Le terrain crétacé, dont les affleurements concentriques entourent le terrain tertiaire, se termine, à la partie inférieure, par des couches sablonneuses, chloritées, essentiellement perméables aux eaux; ces couches, placées entre les dépôts jurassiques et au-dessous de 400 à 500 mètres d'épaisseur de dépôts calcaires et marneux, présentent des conditions très-favorables à l'établissement de puits artésiens. Ces conditions avaient été appréciées par

MM. Arago et Élie de Beaumont, lorsque le forage du puits de Grenelle fut entrepris; on traversa les dépôts tertiaires et les deux formations crétacées, et l'eau artésienne fut rencontrée à la profondeur de 548 mètres dans les sables verts. Le jet débite 4000 mètres cubes par 24 heures, et la température des eaux est de 27°.

De quel point proviennent ces eaux si abondantes, que l'on a fait monter dans des tuyaux jusqu'à 20 mètres au-dessus de sol? Les géologues ont placé un des points probables de leur infiltration aux environs de Troyes. On voit en effet affleurer près de Lusigny les sables verts aquifères à 130 mètres au-dessus du niveau de la mer, tandis que le sol de Grenelle n'est qu'à 31 mètres. Ainsi donc les eaux engagées dans ces sables peuvent s'y mouvoir assez facilement pour donner lieu à des sources abondantes lorsqu'on vient à leur ouvrir une issue, et cela malgré un trajet de plus de 160 kilomètres parcouru dans la branche inclinée du siphon en suivant une pente de 3 millimètres par mètre. Ce premier forage à ouvert la voie à la recherche des eaux jaillissantes que renferme la partie inférieure des terrains crétacés. En ce moment, un nouveau puits est entrepris à Passy pour ouvrir à ces eaux une plus large issue par un sondage qui aura un mètre de diamètre.

Il n'est pas toujours besoin de chercher à produire le phénomène sur une échelle aussi grande, et les dépôts tertiaires suffisent, dans beaucoup de cas, pour obtenir des fontaines jaillissantes.

On remarque au nord de Paris, entre la Marne, la Seine et l'Oise, un vaste plateau d'une forme à peu près elliptique, dont les deux grands diamètres sont de Paris à Dammartin et de Nogent-sur-Marne à Beaumont. Ce plateau présente, sur ses bords et dans son milieu, des collines et des buttes de gypse (Montmartre, Chelles, Sannois, Montmorency, Dammartin, etc.) qui ne lui appartiennent pas, et qui n'en altèrent pas le niveau; car sa constitution géologique est du reste très-uniforme. Le terrain d'eau douce inférieure, représenté par des alternances de mar-

nes lacustres et de calcaires siliceux, domine sur presque toute son étendue, et c'est sous ce dépôt qu'on trouve, à des profondeurs variables, suivant le niveau des localités, une grande couche de sables chlorités qui atteint quelquefois jusqu'à 20 et 25 mètres d'épaisseur.

Ce serait cependant une erreur de croire qu'on réussît partout également bien sur ce plateau; non que la couche aquifère ne s'étende pas uniformément sous la plus grande partie du dépôt d'eau douce, mais parce que le succès dépend de l'altitude plus ou moins grande de la localité. On conçoit en effet que, l'eau souterraine ne pouvant reprendre qu'un maximum de hauteur inférieur à l'altitude de son point de départ, il faut que la localité où l'on établit une recherche soit placée dans ces conditions de niveau, pour qu'on puisse obtenir une fontaine jaillissante.

La partie la plus basse du plateau, celle par conséquent où l'on est sûr du résultat, est la plaine de Saint-Denis, qui malheureusement ne tarde pas à s'élever par une pente insensible. Les divers emplacements où sont établis les puits artésiens de Saint-Ouen, de Saint-Denis, de Stains, etc., marquent le niveau général de cette plaine, qui n'est guère, en moyenne, que de 10 à 12 mètres au-dessus de la Seine. Mais l'eau est susceptible de reprendre un niveau plus élevé. On a constaté, à Saint-Denis et à Stains, son ascension dans des tuyaux jusqu'à 6 et 7 mètres au-dessus du sol, c'est-à-dire à 18 ou 20 mètres au-dessus de la Seine. Le relèvement d'eau à Villemonble n'a pas été moindre de 25 mètres au-dessus du même point. A Épinay, où il existe également un puits artésien, l'élévation du sol est de plus de 16 mètres au-dessus du niveau de la Seine; ce point est presque sur la limite du plateau d'eau douce.

En règle générale, on n'obtiendra d'eaux jaillissantes dans les sables tertiaires, sur un point quelconque de cette plaine, qu'autant que ce point ne sera pas placé à plus de 20 mètres au-dessus de la Seine; condition qu'il est nécessaire de vérifier avant d'entreprendre aucune recherche.

Ces fontaines des environs de Paris ne sont pas toutes égale-

ment abondantes. Les unes débitent 100 et les autres 300 mètres cubes par 24 heures, quoique cependant plusieurs soient tout à fait voisines. Il faut attribuer cette différence à la manière dont le travail a été exécuté. Plusieurs, en effet, ne sont pas garnies de tuyaux tout à fait imperméables, ce qui permet aux eaux ascendantes de se perdre en partie dans les terrains traversés; dans d'autres le forage n'a pas été poussé assez loin dans la couche sablonneuse, en sorte qu'on ramène seulement au jour les eaux qui coulent dans la partie supérieure de cette couche.

Une des conditions de succès est, comme on le voit d'après ces exemples, de ne pas se placer sur des points trop élevés au-dessus du niveau des cours d'eau réguliers de la contrée. Il résulte de cette loi que les grandes vallées sont les régions les plus favorables à la recherche des eaux artésiennes. Ainsi les phénomènes cités dans la vallée de la Seine se répètent dans la vallée de la Marne, où M. Degousée a pratiqué un grand nombre de sondages qui ont mis en évidence le régime des eaux souterraines depuis l'embouchure de la Marne jusqu'au delà de Meaux. Les fontaines jaillissantes d'Alfort, de Vayre près Lagny, de Claye, de Meaux, sont toutes alimentées par les nappes qui circulent dans les couches sablonneuses et ligniteuses des argiles plastiques. On a atteint ces couches à des profondeurs variables de 40 à 90 mètres, et le débit d'eau est, en moyenne, de 200 mètres cubes par 24 heures.

Dans la vallée de l'Oise, les mêmes phénomènes se sont encore reproduits à la base des terrains tertiaires, et les puits forés de Tracy-le-Mont près Compiègne, de Mouster près Clermont, sont également alimentés par les nappes qui existent dans les sables de l'argile plastique.

Enfin, il y a encore un grand nombre de ces puits dans le petit bassin d'Enghien. Ce bassin est entouré de tous côtés de collines qui le ferment, les eaux snperficielles viennent s'y amasser et forment par leur réunion l'étang de Saint-Gratien. Il se passe souterrainement dans la formation tertiaire supérieure qui constitue ce petit bassin, ce qui se passe dans la formation tertiaire

inférieure à laquelle il est superposé. Les eaux pluviales qui s'infiltrent sur les bords du bassin à travers les sables supérieurs de la formation gypseuse tendent à gagner, sous terre, un point correspondant au fond de l'étang; de sorte que, en forant un sondage sur les bords de cet étang, on rencontre, à une profondeur de 12 à 18 mètres, de petits courants qui reprennent un niveau supérieur de $0^m,30$ à $0^m,60$ au niveau des eaux stagnantes. C'est le phénomène des puits artésiens réduits à la plus petite échelle.

Londres est, comme Paris, situé sur des dépôts tertiaires, et le bassin crétacé qui les renferme affleure vers le nord à des niveaux bien supérieurs. Le mécanisme des puits artésiens s'est reproduit, quoique le gisement des eaux ne soit pas identiquement le même. L'argile de Londres, qui représente la formation du calcaire grossier, est trop homogène pour que les eaux puissent y circuler, et c'est dans les alternances sablonneuses et argileuses des couches qui correspondent à notre argile plastique que se trouve la nappe ascendante. Les puits artésiens principaux des environs de Londres se trouvent au sud-ouest de la ville : ce sont ceux de Hammersmith, de Tooting, Merton, Fulham, Kingston, Chiswick, etc., qui jaillissent d'une profondeur de 80 à 100 mètres.

Le sol de la ville de Modène est encore un des exemples les plus anciens et les plus intéressants de cette hydrographie souterraine. Le terrain tertiaire de cette ville, placé entre les rivières de Panaro et de Secchia, renferme une nappe ascendante dont les eaux reprennent partout le même niveau. Dans les endroits bas de la ville, du côté du nord, par exemple, et le long de la voie Æmilia, ces eaux forment des fontaines jaillissantes; dans les endroits plus élevés, elles restent un peu au-dessous de la surface. On leur donne alors un écoulement au moyen de conduits souterrains aboutissant tous à un canal qu'elles alimentent et qui procure aux bateaux une communication facile de Modène avec la rivière de Panaro, et, par suite, avec le Pô, où elle a son embouchure. Le nombre de ces puits est très-considérable, presque toutes les maisons en ont un. A l'époque où écrivait Ramaz-

zini (1681), il résultait déjà de cette multiciplité que le niveau des anciennes fontaines avait baissé, et qu'une partie de celles qui étaient situées sur les points les plus élevés avaient même cessé de fournir de l'eau à la surface du sol. La nappe souterraine a été reconnue sur 6 ou 7,000 mètres de largeur. On la trouve à une profondeur de 20 à 25 mètres, et l'on ne traverse pour l'atteindre que des terrains très-modernes.

Beaucoup d'autres bassins tertiaires sont favorables à l'établissement des puits artésiens. Dans le bassin de l'Allier, dans ceux de Marseille et de Bordeaux, on a constaté l'existence de nappes d'eau souterraines, qui reprennent sur plusieurs points des niveaux jaillissants au-dessus du sol, ou du moins assez rapprochés de la surface pour que le forage des puits artésiens y rende de grands services.

Les dépôts secondaires sont, comme les dépôts tertiaires, disposés en bassins géologiques dont les proportions sont seulement plus vastes; l'exemple déjà cité du forage de Grenelle démontre que l'on peut rencontrer dans ces terrains, comme dans les terrains tertiaires, les conditions de succès des fontaines jaillissantes. Les sables verts inférieurs du terrain crétacé ont fourni à Tours plusieurs nappes distinctes ascendantes, dont la dernière s'élève à un niveau bien supérieur au sol de la ville, et M. Degousée a foré dans cette localité un grand nombre de puits remarquables par l'abondance et la pureté de leurs eaux. Ces nappes ont encore été rencontrées à Rouen dans les mêmes sables; elles constituent un vaste réservoir souterrain d'autant plus important qu'une multitude de localités pourraient y chercher, comme Paris, Tours et Rouen, des sources précieuses à la fois pour l'industrie et pour les usages domestiques.

Toutes les fois que ces couches sablonneuses, placées à la base du terrain crétacé, viennent à affleurer, par suite d'un soulèvement, ou d'une dénudation des couches superposées, les eaux courantes et ascendantes qu'elles renferment apparaissent naturellement à la surface. C'est en effet ce qui se produit d'une manière générale et particulièrement dans le pays de Bray. Ce pays

forme un îlot allongé où les couches du grès vert et même celles du terrain jurassique affleurent au jour par suite d'un soulèvement qui a brisé les couches crétacées superposées. Les sables aquifères affleurent aux environs de Forges, et aussitôt se montrent en abondance des sources puissantes parmi lesquelles on peut citer celles de l'Andelle, de l'Epte et de l'Arque.

Le terrain crétacé contient, outre les nappes régulières de sa partie inférieure, d'autres nappes qui circulent dans des calcaires fendillés. Ce sont ces nappes qui alimentent les innombrables puits de l'Artois, parmi lesquels on remarque ceux de Lille, dont un fut, dit-on, établi dans l'année 1126. On en remarque un autre entre Béthune et Aire; c'est le plus profond du Pas-de-Calais, ses eaux jaillissent de 145 mètres de profondeur. On cite encore, dans cette contrée, les quatre fontaines de Gonnehem, près Béthune, qui font tourner une roue de moulin; celles d'Ardres, de Choques, d'Annezin, d'Aire, de Merville, de Blingelle, de Béthune, de Marchiennes, de Sommaing, de Saint-Amand, etc. C'est également de fissures crayeuses recouvertes par des terrains tertiaires imperméables que jaillissent les fontaines forées d'Abbeville, de Courtalin, de Saint-Quentin, de la vallée de l'Authie et de Noyelles-sur-Mer. Ces dernières, quoique percées la plupart dans des vallées basses et dominées par des plaines élevées et étendues, sont peu abondantes, et ne montent qu'à une faible hauteur.

Les fontaines d'Abbeville et de Noyelles-sur-Mer sont soumises à l'influence des marées; elles ont un flux et reflux aux heures où la mer monte et baisse. Celle de Noyelles descend ordinairement à marée basse à deux mètres au-dessous de la surface du sol, et monte presque au niveau du terrain pendant la marée haute. Un clapet, convenablement placé vers l'orifice des tuyaux, empêche l'eau de rentrer dans le trou de sonde, et la conserve dans un bassin quand la mer vient à baisser dans la baie de la Somme.

Bien que les puits artésiens deviennent beaucoup plus rares au-dessous des dépôts crétacés, nous pourrions encore en citer de nombreux exemples dans les contrées où ces dépôts sont peu

dérangés et présentent des alternances variées. Le terrain du trias est surtout remarquable sous ce rapport; ainsi, dans les couches de marnes irisées superposées au sel gemme de l'Est, on rencontre à plusieurs reprises des niveaux ou nappes ascendantes analogues à celles de la craie. Cette circulation d'eaux souterraines a été mise en évidence à Nancy et dans les environs, où il existe des puits artésiens jaillissant des marnes irisées, d'une profondeur moyenne de 70 mètres.

Ce même terrain des marnes irisées est le gisement de beaucoup de puits artésiens forés dans le Derbyshire. Les sources artésiennes de Derby jaillissent d'une profondeur d'environ 50 mètres, profondeur qui varie suivant les localités, et va quelquefois au delà de 80 mètres. Lorsqu'on ne trouve pas d'eau sous le premier banc de marne rouge, on en perce un second, un troisième, etc., l'eau s'élève généralement d'autant plus haut et est d'autant plus abondante, qu'on descend le sondage à une plus grande profondeur, son point de départ étant alors plus élevé. A Inslid, près de Preston, dans le Lancashire, on est également certain, en sondant les marnes irisées à une profondeur déterminée, d'obtenir des eaux jaillissantes.

Ce coup d'œil rapide sur les principaux bassins propres à l'établissement des puits artésiens suffit pour en faire apprécier les conditions. Les terrains de transition, les granites et toutes les roches massives sont évidemment dans les conditions les plus défavorables; les eaux souterraines n'y peuvent suivre que la direction capricieuse des fissures des roches; on ne peut donc y espérer aucun succès. Il en est de même des terrains sédimentaires profondément accidentés, dans les contrées très-élevées qui ne sont dominées par aucun affleurement de dépôts sous-jacents, et c'est seulement dans les bassins régulièrement stratifiés qu'on peut déterminer des points favorables au succès.

Les mêmes appréciations pourront servir de guide lorsqu'on se proposera d'établir des puits absorbants, c'est-à-dire, de chercher des couches perméables où l'on puisse perdre les eaux de la surface, phénomène inverse de celui des puits artésiens.

CHAPITRE II

MÉTHODES D'EXPLOITATION.

Une méthode d'exploitation comprend à la fois les travaux préparatoires par lesquels on pénètre dans un gîte minéral pour y préparer des chantiers d'abatage, et le dessin suivant lequel on établit et conduit ces chantiers.

Toutes les conditions de l'exploitation sont intimement liées à ce dessin de la méthode, de telle sorte qu'il importe de commencer même les travaux préparatoires avec un plan théorique arrêté d'avance, plan qui se modifie ensuite suivant les accidents du terrain. Ainsi la méthode détermine à l'avance, non-seulement le groupement des ouvriers et leur marche dans le gîte, mais les conditions progressives du roulage souterrain, celles de l'aérage et de l'épuisement des eaux. Le tracé théorique qui sert de point de départ doit avoir prévu toutes ces exigences de l'exploitation.

Le tracé des premiers travaux entrepris pour recouper une profondeur, une couche ou une filon, a donc une importance réelle, importance que l'on appréciera à mesure que l'on étudiera les diverses méthodes employées et les conditions auxquelles elles doivent satisfaire.

EXPLOITATION A CIEL OUVERT.

La méthode d'exploitation *à ciel ouvert* est la moins coûteuse de toutes. Le dégagement facile des masses et la possibilité d'opérer sur de grands ateliers y rendent l'abatage prompt et économique. Cette méthode doit donc être préférée pour les gîtes

peu distants de la surface; elle est même employée pour des couches horizontales situées à des profondeurs de 10 et 20 mètres. Lorsque ces couches sont recouvertes par des roches friables et ébouleuses, il est en effet plus économique de les déblayer que de les soutenir dans des excavations souterraines.

Les roches exploitées à ciel ouvert sont : d'abord, les roches friables, telles que les sables et les roches décomposées, superficielles, qu'on doit enlever pour remblais ou déblais; les minerais d'alluvion, tels que les alluvions aurifères, stannifères, gemmifères, etc., et, surtout en France, les fers d'alluvion, minerais en grains généralement disséminés dans des roches friables et près de la surface. On exploite encore à ciel ouvert les roches consistantes employées dans la construction, telles que le gypse, les calcaires, les marbres, les granites, les schistes ardoisiers, les pierres meulières, etc.; enfin, certains minerais en amas, parmi lesquels les minerais de fer, dits mines en roche, tiennent le premier rang. La tourbe et les lignites superficiels qui se trouvent dans certains terrains marécageux doivent nécessairement être exploités à ciel ouvert.

Dans toute exploitation à ciel ouvert, les principes généraux qui doivent servir de guides sont :

1° donner aux excavations une forme telle, que les massifs se présentent toujours dégagés sur deux faces, ce qui conduit à les disposer en gradins ;

2° ménager des rampes pour les transports, ou, si l'exploitation est trop profonde, établir des treuils d'extraction, en ayant soin de faire le triage dans le fond, afin de ne pas avoir à remonter toutes les matières inutiles ;

3° Expulser les eaux atmosphériques et les eaux d'infiltration, soit par des tranchées, soit par des puits d'absorption, soit enfin par des moyens mécaniques, après les avoir réunies dans des puisards.

L'exploitation à ciel ouvert exige quelquefois des mouvements de terres considérables, c'est-à-dire des déblais et des remblais dont l'exécution rentre dans l'établissement et la conduite des

chantiers de terrassement. Cette exécution comprend par conséquent des mêmes éléments : 1° les tranchées ou points d'abatage et de chargement ; 2° les voies de roulage ; 3° les points de déchargement.

Dans les *tranchées*, on doit proportionner le nombre des chantiers d'abatage au cube à enlever et au temps qu'on veut y mettre. Comme ces travaux doivent généralement être poussés avec vigueur, on leur donne à la fois, dans le sens horizontal et dans le sens vertical, la forme de gradins ou banquettes. Les voies de roulage doivent être disposées de telle sorte qu'on n'ait à élever dans les tombereaux ou waggons de chargement que les terres qui, d'après leur position, ne peuvent y descendre. Dans des tranchées bien disposées on comptera pour la fouille d'un mètre cube :

Terre végétale,	0,60 c.	Terre glaise,	2 fr.
Terre franche,	0,90	Roche,	2,50

Pour faciliter les cubages, les ouvriers laissent, de distance en distance, des témoins, c'est-à-dire des pyramides de terre qui marquent le niveau primitif du sol. On prend la moyenne de ces témoins pour le règlement des comptes, ces divers travaux se traitant toujours à forfait.

Le *transport* des terres abattues se fait à la brouette, au tombereau ou par des waggons sur voie de fer. La moyenne des terres franches défoncées pèse 1,50, et la brouette contient (m. c. b.) 0,040. La charge ordinaire et donc de 60 kilogr. Les relais sont de 30 mètres pour des distances horizontales, et de 20 mètres lorsque la pente est au-dessus de 0,06 par mètre. Les éléments du prix de ces premiers transports sont, par mètre cube :

	Pour un jet de pelle.	Pour chargement dans les brouettes.	Pour un relais.
Terre végétale, sables.	0,55 c.	0,50 c.	0,45 c.
Terre dure, glaise.	0,75	0,70	0,55

Il faut adopter l'usage des tombereaux pour les transports, lorsque la distance atteint 100 mètres. Enfin, pour des parcours

de 3 à 500 mètres et au delà, lorsque les travaux doivent durer quelque temps, il est toujours avantageux de se servir de chemins de fer dont les dimensions sont proportionnées à l'importance des transports.

Les dimensions des gradins en hauteur et largeur sont généralement fixées à 2 mètres, comme étant les plus favorables aux chargements.

Les *points de déchargement* doivent être choisis, sous le rapport de la position, à un niveau plus bas que les points d'abatage et de chargement. Sous le rapport de leur capacité, il faut calculer le foisonnement des terres abattues entre $\frac{1}{3}$ et $\frac{1}{5}$, suivant la nature des roches. La disposition de ces chantiers de déchargement est des plus simples lorsque le niveau du sol permet de déverser les brouettes, tombereaux ou waggons au-dessus des talus inclinés à 40 dégrés, qui se forment naturellement; mais, si la disposition du sol est telle que la pente manque, on fait remonter les brouettes, tombereaux ou waggons par des rampes, de manière à faciliter l'accumulation des déblais.

On peut assimiler aux opérations de déblais et remblais certaines exploitations superficielles; celles, par exemple, qui ont pour but de mettre à découvert et de soumettre au lavage les alluvions qui renferment des métaux natifs, tels que l'or, le platine, etc., en paillettes, grains ou pépites, ainsi que celles qui contiennent des minerais, tels que l'oxyde d'étain, ou l'oxyde de fer en grains pisolithiques et oolithiques. Le découvert exécuté, la méthode d'*exploitation par lavage* consiste à soumettre successivement toutes les parties de la couche alluviale aux opérations de criblage, triage et lavage qu'elles doivent subir, en adoptant un ordre qui n'expose pas soit à opérer plusieurs fois sur les mêmes matières, soit à négliger aucune partie du champ d'exploitation.

Ainsi, la couche alluviale étant mise à découvert, on creuse sur le côté dont le niveau est le plus bas une rigole d'une largeur et d'une profondeur suffisantes pour pénétrer de $0^m,30$ dans le sol inférieur à la couche à laver, on amène ensuite les eaux (qu'on

a eu soin de faire arriver en tête du lavage) par des saignées perpendiculaires à la rigole, ces saignées étant faites seulement dans l'épaisseur des sables. Les saignées sont espacées entre elles de 15 à 20 mètres, et les ouvriers y lavent les sables avec des râteaux au moyen desquels ils rassemblent les galets, qui sont immédiatement soumis à un triage; les parties argileuses et légères des sables sont entraînées par les eaux dans la rigole transversale où elles vont se déposer. Les saignées restent en partie remplies de sables fins qui sont déjà beaucoup plus riches que les premiers. Alors on barre toutes les saignées, excepté celle qui se trouve en tête de la rigole principale, et on soumet à l'action la plus énergique du courant d'eau toute la masse de ces sables en les agitant avec des râbles; les parties les plus légères sont emportées au loin, et les sables métallifères sont retenus dans la rigole, où l'on achève le lavage. C'est ainsi que l'on concentre à 40 et 60 pour 100 l'oxyde d'étain des sables stannifères qui n'en contiennent pas plus de $\frac{1}{3000}$. Dans une campagne de lavage qui dure de 6 à 8 mois, un ouvrier extrait en moyenne des sables stannifères de Bohême ou du Cornwall, de 5 à 10 quintaux métriques de schlick au titre d'environ 50 pour 100 d'étain.

Quant aux sables aurifères, on les concentre seulement à un degré suffisant pour qu'ils puissent être transportés et soumis dans des ateliers spéciaux, soit à des lavages mécaniques, soit à l'amalgamation. Le lavage des sables préparés par un premier débourbage est achevé par des procédés dont il sera traité dans le chapitre relatif à la préparation mécanique des minerais.

Dans les *carrières*, c'est-à-dire dans les exploitations à ciel ouvert, qui ont pour but d'extraire des roches solides, remplissant des conditions déterminées de qualité ou de forme, l'abatage est soumis à quelques conditions particulières.

Lorsqu'il ne s'agit que d'abattre des roches, comme, par exemple, dans les carrières de gypse, la disposition des travaux en gradins, les précautions pour ménager des rampes qui facilitent le transport, un aménagement bien entendu des eaux, suffiront pour constituer une bonne exploitation à ciel ouvert. Mais,

si l'on exploite de la pierre de taille, il ne suffit plus que l'abatage soit économique, il faut encore qu'il fournisse des blocs parés, sains, les plus gros possibles, et d'une forme telle, qu'ils puissent être employés avec avantage dans les constructions, soit en les posant suivant leur lit de carrière, soit en les posant en délit, c'est-à-dire dans le sens perpendiculaire

Un chantier étant préparé par l'enlèvement des terres superficielles et par l'ouverture d'escarpements, qui mettent la roche vive à découvert, on profite d'abord des délits de la stratification et des fissures verticales pour abattre le moellon à l'aide de leviers, de coins et de masses. Arrivé à des parties saines, propres à fournir des blocs pour la taille, on les isole par des entailles faites avec le pic ou la pointerole, et, lorsque ces blocs isolés n'adhèrent plus que par une de leurs faces, on les détache par un effort exercé simultanément sur toute la longueur de cette face à l'aide de coins, ou par une série de coups de mine. Les entailles isolantes sont d'autant plus larges qu'elles doivent être plus profondes; lorsque leur profondeur est telle que l'ouvrier est obligé de s'y engager pour l'achever, une largeur de $0^{m},35$ est nécessaire pour donner passage au corps.

Cette méthode d'abatage, dite méthode *à la trace*, est d'une application générale pour tous les matériaux d'un grand échantillon. C'est par ces moyens d'entailles et par des efforts simultanés pour détacher ensuite les faces adhérentes que les anciens extrayaient les immenses pierres d'appareil employées dans leurs constructions, et les monolithes dont ils les ornaient. C'est encore de cette manière qu'on procède pour obtenir les blocs de marbre, de granite, etc., nécessaires aux constructions, à la sculpture ou à l'ornement.

Quand les roches sont tendres, comme, par exemple, le calcaire grossier, les entailles se font aisément avec des pics. La première qu'on doive pratiquer est celle de la base, dite *souschèvement*. Lorsque ce souschèvement a acquis une certaine profondeur, on soutient la roche avec des bois debout, afin de préserver l'ouvrier qui se trouve engagé dessous; on pratique

Pl. III bis.

ensuite les rigoles latérales. Enfin, pour détacher la masse, on fait une rainure de 5 à 6 centimètres de largeur, d'une profondeur de 10 à 20, et l'on y enfonce simultanément des coins, en ayant soin de laisser le bloc peser sur la face adhérente; à cet effet, on enlève les épontilles ou bois de soutènement et on les remplace par des rouleaux.

Quand les roches sont dures, comme le marbre ou le granite, les entailles ou rigoles d'isolement se font soit à la pointerole, soit à l'aide de la poudre employée à petites charges, on détache ensuite les blocs isolés à l'aide de coins, et, quelquefois, par des coups de mines alignés auxquels on met le feu par une même traînée de poudre.

L'exploitation des meules à la Ferté-sous-Jouarre fournit un exemple remarquable de cette action simultanée, nécessaire pour détacher les blocs dont la forme a été préparée à la trace et qui n'adhèrent plus que par une de leurs faces. Dans un massif horizontal de ces roches siliceuses, on isole par une rigole circulaire la meule qu'on veut détacher; puis, après avoir creusé à la base du bloc ainsi isolé un petit souschèvement horizontal, on y engage une rangée circulaire de coins en bois formés chacun de deux coins superposés. Ces coins sont en bois de chêne très-sec; après les avoir chassés avec force, on les fait renfler en jetant de l'eau dans la rigole, puis on achève de détacher le bloc en forçant des coins en fer entre les coins de bois.

Les ardoisières d'Angers, ouvertes dans des couches de schiste argileux, inclinées de 70 à 80 degrés, peuvent être présentées comme résumant les conditions d'une exploitation à ciel ouvert.

La surface de la carrière étant déblayée, on pratique au milieu et suivant la direction des couches du terrain une rigole d'un mètre de largeur sur une profondeur de 3 mètres; cette rigole est ce qu'on appelle la *foncée*. De chaque côté de cette première foncée on abat ensuite deux gradins de même dimension pendant qu'on ouvre une seconde foncée au fond de la première. L'excavation ainsi pratiquée doit avoir une légère inclinaison vers une des extrémités, qu'on a soin de couper ver-

ticalement, afin de pouvoir y établir les moyens d'épuisement des eaux ainsi que les appareils d'extraction des matériaux.

En continuant ensuite les foncées et les gradins latéraux (on pousse jusqu'à 30 foncées), la carrière présente une série de gradins d'un mètre de largeur sur 3 mètres de hauteur. On abat alors ces gradins en détachant le schiste avec les coins et les leviers, après les avoir isolés par des rigoles. Ce travail est d'autant plus facile qu'outre le système de fissures de la stratification, indiquée par les délits ou feuillets des ardoises, il en existe souvent d'autres qui facilitent les entailles. On détache ainsi de grands prismes qui sont ensuite débités en ardoises dans la carrière même, afin d'éviter les frais de l'extraction de tous les déchets. L'ardoisière s'élargit de plus en plus par l'abatage successif des gradins ; elle reste au contraire limitée dans le sens de la longueur, la paroi qui fait face à la paroi verticale d'extraction étant disposée pour la descente des ouvriers.

La profondeur des ardoisières est généralement limitée à un maximum de 80 à 90 mètres, bien qu'à cette profondeur l'ardoise soit de meilleure qualité que dans les parties supérieures ; mais, les frais relatifs à l'exploitation ou à l'entretien augmentant à mesure que les travaux s'approfondissent, il arrive un point où les prix de vente ne suffisent plus pour les compenser.

Dans quelques cas assez rares, on exploite à ciel ouvert la houille et le sel gemme. La forme des excavations varie alors suivant la disposition des masses dans le terrain encaissant; mais la méthode est toujours ramenée à découvrir l'amas par l'enlèvement du terrain superposé, puis à l'abattre en le découpant en gradins.

L'exploitation à ciel ouvert ne convient qu'à des couches puissantes, et son opportunité est déterminée par la comparaison des frais de déblai que nécessite le *découvert* de la couche, avec les produits que l'on obtient par ce découvert. Ainsi, par exemple, pour une exploitation de ce genre, le découvert coûtait 1 fr. 50 le mètre cube mesuré sur le massif, y compris tous les frais d'abatage, transport et mise en tas des déblais. Chaque

mètre carré de la couche produisait 400 hectolitres. Le découvert étant arrivé, par suite de l'inclinaison de la stratification, à une hauteur de 20 mètres, il en résultait que chaque mètre carré de couche mis à découvert coûtait 30 francs, soit par hectolitre $0^{f},075$. A ce taux, il y avait encore avantage à exploiter à ciel ouvert, car l'exploitation souterraine aurait entraîné plus de $7\frac{1}{2}$ centimes par hectolitre de frais supplémentaires.

Au delà de 30 mètres, qui représentaient 50 ou 60 francs de frais de découvert par mètre carré, il y avait avantage, dans l'exemple que nous citons, à passer à l'exploitation souterraine.

Beaucoup de minerais en amas peu distants de la surface sont exploités à ciel ouvert. Les inépuisables mines de fer de l'île d'Elbe, la plupart de celles de la Suède, les mines de cuivre de Falhun, sont dans ce cas.

La forme du gîte, sa position en plaine ou à mi-côte, sa composition plus ou moins homogène, qui conduit à poursuivre certaines parties tandis que d'autres sont abandonnées, donnent à ces diverses exploitations des aspects très-variés. Les mines de Falhun, ouvertes suivant une zone de contact, ont l'apparence d'une immense tranchée longue et étroite, poussée à 80 mètres de profondeur et dont les parois abruptes semblent souvent verticales et même surplombantes ; des appareils d'extraction sont placés de distance en distance au-dessus de ces vastes excavations. L'abatage du minerais s'y fait actuellement par travaux souterrains, et l'on peut en conclure que cette profondeur de 80 mètres est une limite générale pour la profondeur des exploitations à ciel ouvert. En effet, cette méthode conduisant à abattre dans les gîtes métallifères une grande proportion de roche stérile, plus la profondeur est grande, plus ses avantages disparaissent. Ainsi on exploite à ciel ouvert, près d'Arendal, en Norvége, une réunion de petits filons argentifères dont l'ensemble se trouve ainsi compris dans une même excavation ; mais, à une profondeur de 10 à 15 mètres, on abandonne les plus pauvres, et on suit seulement les plus riches par des travaux souterrains.

Lorsque l'exploitation se fait sur un gîte placé à mi-côte, elle peut être poursuivie à ciel ouvert pendant bien plus lontemps; c'est dans ces conditions que se trouve la célèbre mine de fer de Rio, dans l'île d'Elbe. La partie centrale du gîte est divisée par des plans horizontaux en cinq gradins de 10 à 15 mètres de hauteur et de 30 à 60 mètres de largeur; les faces verticales de ces gradins sont ensuite attaquées sur les points les plus riches et découpées en petits gradins ayant des dimensions ordinaires, c'est-à-dire 2 mètres de hauteur. Les divers plans de cette exploitation sont réunis par des rampes qui permettent la circulation des chariots pour les transports.

EXPLOITATION DE LA TOURBE.

La *tourbe* se rencontre dans quelques contrées basses et marécageuses et dans certaines vallées, où elle résulte de la décomposition de petits végétaux accumulés par une végétation sur place. Elle est le plus souvent formée par des plantes basses et des herbes marécageuses dont le tissu encore reconnaissable et entrelacé lui fait donner le nom de *tourbe mousseuse*. Quelquefois aussi elle est formée par l'accumulation de feuilles entremêlées de tiges et de troncs d'arbres, et prend alors le nom de *terre d'ombre* ou de *tourbe feuilletée*.

Le gisement de la tourbe est en couches, presque toujours superficielles ou très-rapprochées de la surface. Elle forme des bassins dont la surface plane et humide est couverte d'une végétation active, même dans les temps de sécheresse. Quelquefois elle est recouverte par des alluvions, d'autres fois par des eaux dormantes. Les tourbes de la vallée d'Essone, près Corbeil, celles des vallées de la Somme, de l'Aisne, de la Loire-Inférieure, résument les différents cas que peut présenter l'exploitation de la tourbe au-dessus et au-dessous du niveau des eaux.

Lorsque la tourbe est superficielle et au-dessus du niveau des eaux, comme c'est une substance toujours molle et facile à cou-

per, on l'exploite en y creusant des fossés à petits gradins. Ces gradins ont pour hauteur celle de la bêche qui sert à les découper, par exemple, $0^m,30$; ils sont séparés par une largeur d'au moins un mètre sur laquelle les ouvriers marchent à la suite les uns des autres, enlevant sur chaque arête une série de prismes de $0^m,12$ à $0^m,15$ d'épaisseur. Ces prismes sont aussitôt recueillis par les chargeurs qui suivent les découpeurs avec des brouettes. Enlever ainsi une ligne de prismes sur toute la longueur d'un gradin, c'est ce qu'on appelle enlever un *point* de tourbe. Les ouvriers peuvent se suivre sur le même gradin en enlevant des points successifs.

La tourbe extraite est portée sur des aires de dessiccation dans les endroits les plus secs et les mieux ventilés des environs. On y dépose d'abord les prismes de tourbe à plat, comme des briques et superposés à une faible hauteur ; puis, quand ils ont pris assez de consistance, on les empile en murailles à jour, d'environ un mètre de hauteur, qui forment une série de lignes brisées, afin qu'elles présentent de la solidité et que l'air y circule sans que le vent puisse les renverser. Ce n'est qu'après une dessiccation complète qu'on peut empiler la tourbe et en former des meules qu'on couvre de chaume pour en empêcher la détérioration. Si elle n'était pas bien sèche avant d'être mise en meule, la tourbe s'échaufferait ; si, au contraire, elle atteignait un point de dessiccation trop avancé, elle s'écraserait et donnerait beaucoup de déchet.

Lorsque la tourbe est recouverte d'eau, et qu'on peut faire écouler ces eaux, on rentre dans les conditions précédentes ; mais, bien souvent, on est obligé d'exploiter sous l'eau après en avoir fait baisser le niveau par tous les moyens possibles, tels que les tranchées de dérivation, les puits absorbants, et même les moyens mécaniques.

La consistance de la tourbe étant très-faible lorsqu'on vient de faire écouler les eaux, on emploie pour la retirer des outils appelés *louchets*, dont les formes ont pour but d'augmenter l'adhérence des surfaces tranchantes à la matière découpée. Le louchet

le plus ordinaire est une bêche avec un aileron latéral faisant un angle obtus avec sa surface. D'un seul coup, cet outil peut détacher un prisme de tourbe d'un gradin, et l'adhérence déterminée par la surface angulaire de la lame facilite l'enlèvement. D'autres louchets portent une fourche à ressort qui vient serrer le prisme de tourbe contre la surface de la lame.

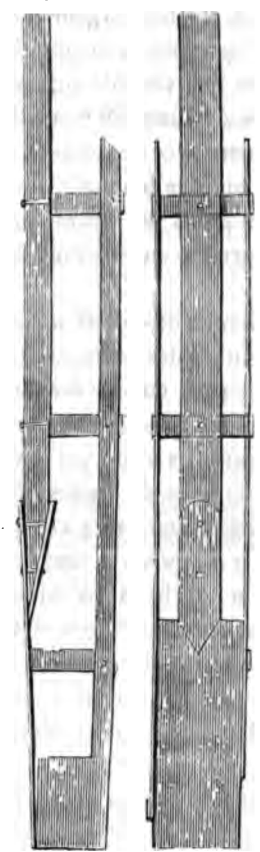


Fig. 31.
Grand louchet pour l'extraction de la tourbe.

Si l'on doit exploiter au-dessous de l'eau et au delà de 0m,50 de profondeur, les louchets ordinaires ne suffisent plus. On emploie alors le grand louchet (fig. 31), composé d'une lame coupante armée de deux ailerons à angle droit et d'un bâti en fer à jour qui encaisse la lame de chaque côté. L'élasticité de ce bâti presse et maintient le prisme qui a été détaché dans toute sa longueur par un seul coup de louchet. Cet outil, d'environ un mètre de longueur, est fixé à un manche de 5 à 6 mètres. Il se manœuvre par deux hommes; des marques tracées sur le manche permettent de l'enfoncer au point convenable, puis on le relève en le faisant basculer de manière à maintenir sur l'outil le prisme coupé. On opère d'ailleurs, quant à la disposition des points de tourbe, comme avec le petit louchet.

Dans certains cas, la tourbe est tellement fluide et coulante, qu'on est obligé de l'extraire à l'aide de dragues. La plus simple et la plus employée consiste en un filet disposé autour d'un cercle en fer dont les bords sont tranchants; avec cet outil, placé à l'extrémité d'un manche de 4 mètres de longueur, on drague la tourbe, dont on remplit des batelets; puis on la porte

sur des aires de dessiccation, où elle est étendue, comprimée et découpée en prismes. Souvent, pour donner à ces prismes plus de solidité, on les façonne comme des briques en les comprimant dans des moules un peu coniques.

En Hollande, la tourbe, avant d'être moulée en briquettes, est lavée de manière à être réduite en bouillie bien homogène et débarrassée d'une partie des matières terreuses dont elle est toujours mélangée. Ces procédés de lavage ont été récemment perfectionnés, et l'on peut amener ainsi la tourbe à un degré de pureté qui en améliore la qualité d'une manière notable et en multiplie les applications.

L'exploitation des tourbières donne lieu à des dépressions marécageuses qui rendent le pays malsain ; il importe donc de les combler le plus promptement possible, soit par des remblais, soit en y activant la végétation, soit enfin en y dirigeant des eaux courantes qui y déposent des alluvions sableuses ou limoneuses. L'extraction de la tourbe ne se fait généralement que pendant l'été, époque à laquelle les eaux sont basses et les terrains marécageux plus consistants.

Cette exploitation se compose de procédés tellement simples, qu'il est inutile d'indiquer les petites variations dont elle est susceptible. On jugera d'ailleurs l'importance comparative des diverses opérations par les données suivantes.

Les couches de tourbe qui se trouvent en Bavière, vers les sources du Mein, ont 2^{m} à $3^{m},50$ de puissance. La tourbe est mousseuse et contient beaucoup d'arbres enfouis et décomposés dont les débris permettent encore de reconnaître le bouleau, l'aune, le sapin, etc. Dans une tourbière de 27 hectares, on travaille à sec avec le petit louchet, en taillant des prismes horizontaux de $0^{m},33$ sur $0^{m},14$. L'ouvrier reçoit 0 fr. 13 par mètre cube extrait, et il peut en enlever huit dans sa journée ; mais, la tourbe perdant $0^{m},60$ par la dessiccation, qui dure au moins six semaines, le mètre cube ne fournit guère, y compris les déchets, que $0^{mcb},333$ de tourbe en prismes. Les frais se trouvent ensuite ainsi répartis par mètre cube de tourbe séchée :

Frais d'exploitation.	0,36
Frais de dessiccation.	0,23
Entretien des outils.	0,02
Surveillance et frais généraux.	0,21
Total.	0,82

Ce prix de revient suppose une tourbe très-facile à enlever et la main-d'œuvre à très-bon marché. Dans les tourbières des Vosges, les conditions d'exploitation sont beaucoup moins favorables, et on paye, par mètre cube de tourbe sèche, 0 f. 90 c. pour l'extraction, et 0 f. 40 c. pour la dessiccation, total 1 f. 30 c., non compris les frais généraux, qui portent la dépense totale à environ 1 f. 50 par mètre cube.

Entre ces deux chiffres 0 f. 82 c. et 1 f. 50 c. se trouvent la plupart des tourbes des embouchures telles que celles de la Loire, etc.; mais, pour obtenir le prix de revient réel, il faut encore ajouter tous les frais préliminaires qu'on est obligé de faire pour épuiser les eaux, pour déblayer les alluvions qui recouvrent la tourbe et préparer l'exploitation.

EXPLOITATION SOUTERRAINE; TRAVAUX PRÉPARATOIRES.

Les gîtes en filons et couches inclinées nécessitent l'emploi de travaux souterrains ; la plupart des grandes exploitations commencées à ciel ouvert sur les amas et les stocwerks métallifères finissent elles-mêmes par être transformées en exploitations souterraines, à cause de la difficulté de maintenir les parois de ces grandes excavations, d'y épuiser les eaux et d'en extraire économiquement les minerais. Mais, avant de pouvoir entrer en exploitation souterraine, il faut atteindre le gîte et y créer des *travaux préparatoires* qui permettent d'établir un nombre d'ateliers proportionné à l'extraction à laquelle on veut arriver.

Ces travaux préparatoires consistent en puits verticaux ou inclinés, en galeries d'*allongement* (suivant la direction du gîte),

et en galeries de *traverse* (perpendiculaires à la direction du gîte). A l'aide de ces puits et galeries on découpe le gîte et on y prépare les voies d'aérage, d'abatage, de roulage et d'assèchement.

L'ensemble de ces travaux est assujetti à certaines conditions générales qui sont :

1° Attaquer le gîte aussi profondément que possible, afin que les voies établies pour le service restent toujours dans le ferme et qu'elles aient, par l'importance des massifs dont elles sont appelées à desservir l'exploitation, une durée qui compense les frais de leur établissement ;

2° Diviser le gîte en massifs isolés par des puits, des montages ou des galeries, de telle sorte que l'exploitation ait toujours à sa disposition un nombre suffisant de ces massifs dégagés sur deux faces ;

3° Disposer les ateliers de manière qu'ils soient aussi rapprochés que possible, afin de rendre la surveillance, l'éclairage, le roulage, etc., plus économiques, de n'avoir pas trop de travaux à entretenir à la fois, et de pouvoir abandonner et isoler les champs d'exploitation dès qu'ils se trouvent épuisés ;

4° Diriger toutes les eaux sur des points de rassemblement où leur épuisement soit assuré.

La condition ordinaire des gîtes métallifères, et surtout des filons, est de présenter leurs affleurements sur des versants plus ou moins inclinés, et de suivre une direction et une inclinaison fixes. L'inclinaison peut être dans le même sens que celle des versants ou en sens inverse; mais, dans ces deux cas, elle est presque toujours bien plus forte que celle des versants eux-mêmes (fig. 32).

Supposons un filon inclinant dans le sens des versants : une galerie de traverse, percée au-dessus du niveau des plus hautes eaux de la vallée, sera le travail le plus avantageux pour exploiter toutes les parties du filon au-dessus de ce niveau; elle aura de plus l'avantage de servir de galerie d'écoulement. Dans certains cas, si ces niveaux supérieurs n'assurent pas une exploitation suffisante, si la galerie est longue à percer et si les eaux ne sont

pas à craindre, il peut être plus avantageux de foncer un puits qui, au moyen de petites traverses, sera mis en communication avec les parties du filon situées au-dessus ou au-dessous du point d'intersection. On pourra enfin combiner les deux procédés, c'est-à-dire percer la galerie et foncer un *bure* ou puits inté-

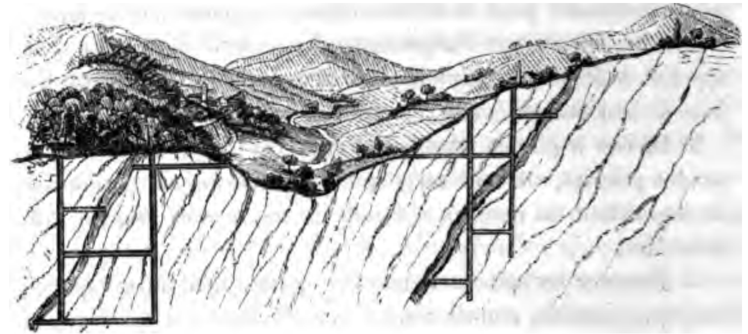


Fig. 52. *Puits et galeries pour atteindre un gîte en profondeur.*

rieur pour atteindre les niveaux au-dessous de la galerie. Les inclinaisons du sol et du gîte étant connues, il sera toujours facile de calculer le développement de ces travaux et de voir quel sera le moyen le plus économique et le plus rapide.

Dans le cas d'une inclinaison opposée à celle des versants, une galerie d'écoulement présente beaucoup moins d'avantages; un puits placé à droite ou à gauche de l'affleurement du filon, combiné avec des traverses qui rejoindront le gîte à différents niveaux, est dans ce cas le moyen le plus rationnel d'atteindre le gîte et de préparer l'exploitation.

Ces différentes combinaisons satisfont déjà à une partie des principes généraux que nous avons posés. Les travaux atteignent le gîte en profondeur, et, comme ils sont ouverts dans les roches encaissantes, ils peuvent être conservés à l'abri des éboulements aussi longtemps que durera l'exploitation de tous les massifs dégagés, sans qu'il soit nécessaire de réserver du minerai autour, ainsi qu'il le faudrait si ces travaux étaient ouverts

dans le gîte lui-même. Par ce motif, pour exploiter les gîtes puissants ou verticaux, les voies de service seront en général placées plus avantageusement dans les roches encaissantes que dans le gîte lui-même.

Les puits inclinés ou les galeries inclinées appelées *descenderies* et *fondues* sont souvent préférés, au début d'une exploitation, parce qu'ils peuvent suivre les allures du gîte et qu'ils sont immédiatement productifs.

C'est ainsi que l'on a constamment attaqué les filons et les couches inclinées dans les exploitations anciennes, alors qu'on n'avait aucune donnée positive sur l'allure et la continuité des gîtes. Mais ces moyens doivent être aujourd'hui restreints à des cas spéciaux et très-rares. Non-seulement ils ont l'inconvénient d'exiger des réserves latérales pour le soutènement des voies ainsi tracées et d'occasionner la perte du minerai destiné à conserver le soutien nécessaire, mais les travaux, ne pouvant avoir, dans les gîtes, la régularité qu'on peut leur donner dans les roches stériles, conduisent à des services de roulage, d'extraction et d'épuisement plus dispendieux; on a bientôt perdu par ces frais supplémentaires le peu qu'on a gagné par l'abatage immédiat d'une faible quantité de minerai.

Le gîte une fois atteint, il faut, pour satisfaire aux autres conditions des travaux préparatoires, découvrir et dégager des massifs en quantité convenable.

Le premier travail à faire est d'ouvrir au niveau le plus bas une galerie d'allongement, à laquelle on donne une pente de quelques millimètres par mètre pour l'écoulement des eaux. Cette galerie est percée dans le gîte lui-même toutes les fois qu'il présente une solidité suffisante, et, comme elle doit toujours suivre le mur de la masse minérale, elle est assujettie à toutes ses ondulations.

La première galerie une fois percée, on procède à la division du gîte en massifs. Dans les filons métallifères plus ou moins inclinés, cette division se fait en établissant à plusieurs niveaux des galeries d'allongement ordinairement distantes de 25 à 30 mè-

tres, puis en les recoupant par des montages suivant l'inclinaison, distants d'environ 50 mètres; de telle sorte que le gîte se trouve découpé en parrallélipipède ou massifs d'environ 25 mètres sur 50, dégagés et préparés pour l'abatage.

Dans les couches ou gîtes peu inclinés, la division se fait de la même manière, si ce n'est que les puits inclinés se trouvent remplacées par des galeries. Ces travaux préparatoires sont d'ailleurs déjà productifs, puisque tout s'y fait dans le gîte et suivant son allure; c'est la période de ce que l'on appelle le *travail au massif* ou *traçage*.

Le gîte étant ouvert à plusieurs étages, et les étages étant réunis entre eux, suivant l'inclinaison par des bures, des descenderies ou des galeries, l'exploitation régulière peut être commencée.

MÉTHODES D'EXPLOITATION APPLIQUÉES AUX GITES MÉTALLIFÈRES.

Les méthodes d'abatage, les formes à donner aux excavations varient suivant la nature des substances exploitées et suivant la forme des gîtes. Il faut d'abord distinguer l'exploitation des substances métallifères ou *minerais*, de celle de la *houille* et du *sel gemme*; ces minéraux sont assujettis à des procédés spéciaux, nécessités par leur composition et par les conditions de leur gisement.

Les gîtes métallifères étant composés des substances les plus variées, leur exploitation embrasse la série la plus complète et la plus générale des méthodes. En étudiant les méthodes d'exploitation appliquées aux minerais, on aura donc parcouru la majeure partie des cas qui peuvent se présenter.

Il faut d'abord distinguer les gîtes sous le rapport de la puissance et de la composition; car les procédés varieront suivant que le gîte aura plus ou moins de 3 mètres de puissance et suivant qu'il sera plus ou moins incliné : ils varieront encore suivant que les matières qui les composent seront consistantes ou ébouleuses. Le tableau ci-joint expose les diverses circonstances qui peuvent se présenter et les méthodes qui leur sont appliquées.

Filons ou couches *au-dessous* de 3^m de puissance.	Inclinaison entre 45° et la verticale.	Méthode par gradins droits.
		— par gradins renversés.
	Inclinaison entre 45° et l'horizontale.	Méthode par gradins couchés.
		— par grandes tailles.
		— par galeries et piliers.
Filons ou couches *au-dessus* de 3^m de puissance.	Minerais consistants et solides.	Méthode par ouvrages en travers.
		— par galeries et piliers.
	Minerais friables ou ébouleux.	Méthode par éboulement.
		— par remblais.

L'exploitation des gîtes métallifères fournit généralement une quantité considérable de déblais provenant des gangues et des parties stériles ; comme ces déblais doivent être laissés dans la mine, les méthodes doivent pourvoir, non-seulement à l'abatage des roches et au soutènement des excavations, mais encore à l'aménagement des déblais.

EXPLOITATION DES FILONS OU COUCHES AU-DESSOUS DE 3 MÈTRES DE PUISSANCE.

Gradins droits. — La méthode par gradins droits, appliquée aux gîtes dont la puissance est au-dessous de 3 mètres et dont l'inclinaison est au-dessus de 45°, nécessite d'abord la division en massifs précédemment indiquée pour les travaux préparatoires.

On divise ensuite un de ces massifs en parallélipipèdes de 2 mètres de hauteur sur 4 mètres de longueur, que l'on abat successivement, en plaçant autant de fronts d'abatage qu'on a dégagé de ces parallélipipèdes, et donnant à l'ensemble de l'atelier la disposition en gradins. A mesure qu'on avance dans l'abatage, on boise le vide qui en résulte avec des étais appuyés du toit au mur ; ces étais, solidement assujettis dans des entailles et calés avec des coins, supportent des planchers sur lesquels on accumule les déblais stériles résultant du premier triage qui se fait dans la mine.

La planche IV représente à sa partie inférieure la disposition des tailles, des boisages et des remblais dans deux massifs exploités par gradins droits. On voit que cette méthode n'exige pas de ga-

lerie inférieure aux derniers massifs exploités; les roches abattues sont jetées de gradins en gradins jusqu'au puits ou jusqu'à la galerie qui sert à les enlever.

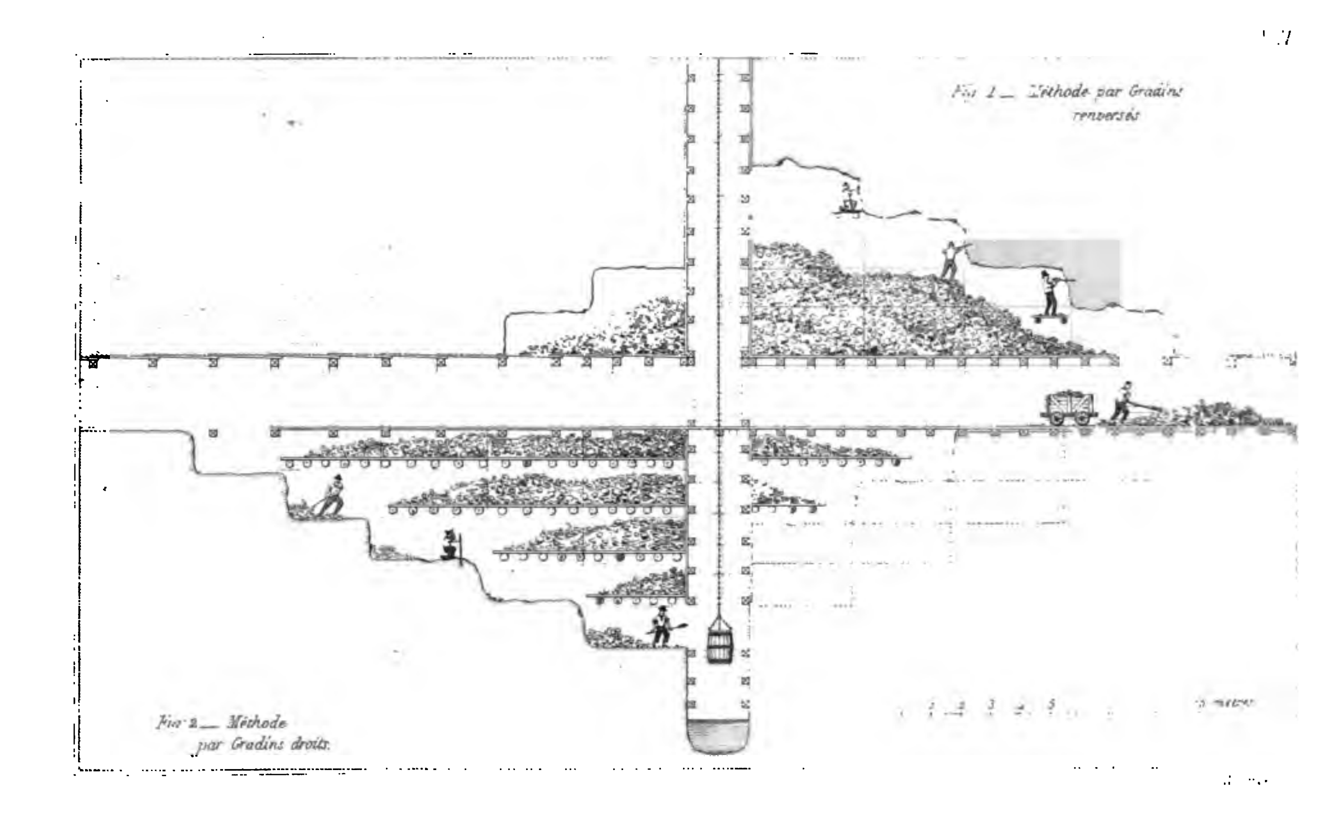
Ce transport irrégulier est un des inconvénients de la méthode par gradins droits. Si l'on exploite des minerais qui ont besoin d'être triés avec soin, le piétinement continuel des mineurs sur le minerai qu'ils vont abattre est un obstacle à ce triage. Aussi ne peut-on appliquer cette méthode aux minéraux qui seraient détériorés par l'écrasement et la boue qui résultent de la circulation des ouvriers.

Gradins renversés. — Dans la méthode par gradins renversés la disposition est inverse, et les massifs sont attaqués par la partie inférieure. Un boisage solide est établi au-dessus de la galerie d'allongement; ce boisage doit être assez fort pour supporter tous les déblais qui seront produits par l'abatage et le triage du massif supérieur.

Pour l'abatage, les mineurs, montés sur les remblais ou sur des planchers mobiles, entaillent le massif en maintenant la disposition en gradins. Si la roche est peu solide, elle est soutenue par des boisages qui servent en même temps à la circulation des ouvriers ; ces boisages avancent avec l'entaille, et sont successivement enlevés pour être reportés en avant à mesure qu'ils peuvent être remplacés par les remblais.

La planche IV représente à sa partie supérieure la disposition des tailles, des boisages et des remblais dans l'exploitation d'un filon par gradins renversés. On voit, d'après cette disposition, que les matières abattues tombent naturellement sur le plan incliné formé par les remblais qui se substituent à mesure de l'avancement à l'épaisseur du filon. Ils sont d'abord triés, puis transportés vers la galerie de service qui se trouve au-dessous du chantier.

Les méthodes par gradins droits ou renversés ont pour avantages communs le dépouillement complet du filon. Dans les deux procédés le filon évidé se trouve, après l'exploitation, rempli de déblais stériles maintenus par des lignes de boisa-


Fig 1 — Méthode par Gradins renversés
Fig 2 — Méthode par Gradins droits.
1 2 3 4 5
mètres

ges. Enfin, dans les deux cas, les roches se présentent toujours à l'abatage dégagées sur deux faces ; les ouvriers sont constamment rassemblés, faciles à surveiller et parfaitement en sûreté.

En comparant les détails des deux méthodes, on trouve que, dans les gradins renversés, l'abatage est facilité par le poids des masses ; les boisages abandonnés dans les déblais sont en outre moins coûteux ; mais, d'autre part, le triage est souvent difficile, parce que les minerais tombent sur les déblais, où ils peuvent se perdre, ces minerais étant généralement plus fragiles que les gangues. Cette considération importante suffit, dans certains cas, pour assurer la préférence aux gradins droits, sur lesquels tout peut être, sinon trié, du moins recueilli après l'abatage, même les poussières.

Lorsqu'on applique la méthode par gradins renversés à des minerais précieux, on étend sur les déblais des planches et des toiles qui reçoivent les produits de l'abatage et empêchent les petits fragments de se perdre.

Le choix entre les gradins droits ou renversés ne peut donc être déterminé que par les considérations spéciales qui résultent de la composition des gîtes. Les gradins renversés sont d'un usage plus répandu ; c'est ainsi que sont exploités la plupart des filons de Cornwall, de la Saxe, et ceux de Villefort, de Pontgibaud et de Poullaouen en France. On peut d'ailleurs, ainsi qu'on le fait au Hartz, combiner les deux méthodes, en réservant les gradins droits pour les parties les plus riches, tandis que les parties pauvres sont abattues par gradins renversés.

Lorsqu'on se propose d'exploiter une couche ou un filon dont l'inclinaison est au-dessous de 45° et dont la puissance est au-dessous de 3 mètres, on peut choisir entre trois méthodes connues sous les dénominations de *gradins couchés*, *grandes tailles*, *galeries et piliers*.

Gradins couchés. — Cette méthode ne diffère de celle des gradins renversés que par la disposition qui résulte de la faible inclinaison du gîte. Les gradins se trouvent couchés suivant le

plan de la masse minérale, et les ouvriers mineurs, au lieu de s'élever sur des remblais ou sur des planchers, marchent sur le mur du gîte. La division préparatoire en massifs ayant été pratiquée comme d'habitude, on abat un de ces massifs en le découpant en gradins, boisant sur autant de lignes qu'il est nécessaire, et accumulant les déblais entre les boisages. Les gradins ont le plus souvent, dans ce genre de travail, 4 mètres dans les deux sens, et pour hauteur celle de la couche exploitée.

La couche de schiste cuivreux du pays de Mansfeld, dite kupferschiefer, est exploitée par gradins couchés. Le schiste n'ayant que de 30 à 50 centimètres de puissance, on le dégage en *havant* le mur, puis on le détache soit en chassant des coins dans le toit, soit par des coups de mine. Les galeries de service ont la hauteur habituelle de $1^m,60$; mais les travaux en gradins n'ont que de $0^m,70$ à $0^m,90$. Bien que l'inclinaison facilite l'entrée de ces tailles étroites, les ouvriers sont obligés de travailler couchés sur le côté ; c'est ce qu'on appelle travailler à *col tordu*. Il faut une certaine habitude aux mineurs pour pratiquer, dans cette position difficile, les havages qui ont de $0^m,60$ à 1 mètre de profondeur ; mais, une fois qu'ils ont acquis cette habitude, le travail peut être conduit assez rapidement ; ainsi, dans les districts de Mansfeld et Sangerhausen, 1500 ouvriers mineurs abattent de cette manière environ 260 000 quintaux métriques de kupferschiefer par année.

Grandes tailles. — La méthode par grandes tailles diffère complétement de la précédente. Dans cette méthode on place des ouvriers de front suivant toute la longueur d'un massif ; ces ouvriers abattent simultanément sur toute la ligne en procédant au dépouillement de la couche métallifère, boisant derrière eux avec des étais, à mesure qu'ils avancent, puis rejetant les déblais entre les boisages.

Cette méthode a des avantages particuliers ; elle est rapide, permet d'employer beaucoup de monde, oblige tous les ouvriers à marcher du même train dans le travail, et ne laisse pas

au toit le temps de se déliter. S'il existe quelques parties stériles, on peut les négliger dans l'abatage et les laisser comme piliers. Cette méthode permet plus qu'aucune autre de concentrer les ateliers, et de n'entretenir que le moins possible de travaux souterrains; mais elle ne peut être employée que pour des matières assez tendres pour être aisément entaillées au pic, le dégagement successif des gradins ne facilitant pas l'abatage.

On exploite par grandes tailles les couches de calcaire argileux, pénétrées de galène, qui se trouvent aux environs de Tarnowitz en Silésie. L'abatage s'y fait, comme d'habitude, en havant le mur de la couche qui a $0^{m},70$ d'épaisseur. Chaque mineur opère sur un front de 4 mètres, de telle sorte qu'un massif de 100 mètres compris entre deux galeries d'allongement est enlevé par 25 mineurs.

Galeries et piliers. — La méthode par galeries et piliers consiste à diviser le massif qu'on veut attaquer de manière à y pénétrer par des galeries croisées qui laissent entre elles une partie pleine suffisante pour supporter le toit.

Ainsi on découpera une couche en laissant 5 mètres de plein et perçant autant de galeries de 3 mètres, poussées parallèlement entre elles, qu'il y aura de fois 8 mètres dans tout le massif. On recoupera ensuite toutes ces galeries par galeries perpendiculaires aux premières et disposées de la même manière, de sorte qu'on ne laissera plus, pour supporter le toit, que des piliers de 5 mètres sur 5 mètres, espacés de 3 mètres et disposés en damier.

Lorsqu'une couche est inclinée, on doit donner aux piliers une plus grande longueur dans le sens de l'inclinaison que dans le sens de la direction, afin d'éviter tout effet de glissement.

Cette méthode par galeries et piliers s'applique lorsque presque toute la matière abattue doit être enlevée, de sorte qu'il ne reste que peu ou point de déblais pour soutenir le toit; elle suppose en outre que le minerai exploité a peu de valeur, et que

le mode de soutènement le plus économique est de laisser des piliers naturels. On exploite ainsi les pierres de construction et certaines couches de minerais de fer, en ayant soin d'espacer et diriger les galeries de manière à enlever les parties les plus riches du massif et à laisser en piliers les parties les plus pauvres ; ce qui donne presque toujours à ces exploitations une très-grande irrégularité.

Lorsque la substance ainsi exploitée sans remblais a une valeur assez grande pour qu'on ait avantage à revenir ensuite enlever les piliers eux-mêmes, on peut le faire en descendant des remblais du jour et remplissant les vides avec des précautions que nous détaillerons plus loin, lorsque nous décrirons l'exploitation de la houille. Cet enlèvement après coup de piliers affaiblis est dangereux même lorsque la roche est solide, et l'on ne doit y procéder qu'en cas de nécessité absolue, en s'entourant de toutes les précautions du soutènement.

Ces diverses méthodes laissent un choix à faire à l'ingénieur pour l'exploitation des filons ou couches au-dessous de 3 mètres ; mais, outre qu'il sera d'abord guidé dans ce choix par l'inclinaison du gîte, la composition de ce gîte l'aura elle-même bientôt fixé. En effet, si l'exploitation ne produit pas de remblais et que le minerai ait peu de valeur, il est conduit à préférer les travaux par galeries et piliers ; si le minerai a de la valeur, l'épaisseur du gîte, la nature du toit, détermineront le choix entre les gradins ou les grandes tailles, et, dans les cas où les remblais produits pour l'exploitation ne suffiraient pas, on en ferait descendre de l'extérieur. Toutes ces méthodes renferment d'ailleurs des éléments de sûreté tels, que les mineurs n'y peuvent courir aucun danger qui soit le résultat du mode de travail.

Nous nous bornerons, pour le moment, à ces données générales sur les méthodes d'exploitation appliquée aux filons ou couches dont la puissance est au-dessous de 3 mètres. Ces méthodes, sauf celle des gradins droits, sont employées pour les couches de houille, et les détails en seront développés d'une

manière plus complète en traitant de l'exploitation de ces couches.

EXPLOITATION DES GITES AU-DESSUS DE 3 MÈTRES DE PUISSANCE.

L'exploitation n'a plus cette marche assurée et cette simplicité lorsque les gîtes sont en couches ou filons très-puissants et qu'ils affectent la forme d'amas ou de stocwerks. En effet, au delà de 3 mètres, il devient impossible de placer des bois du toit au mur, et il faut nécessairement supporter les excavations par la matière elle-même ou par de véritables constructions faites avec les remblais. Les difficultés croissent surtout lorsque les matières sont ébouleuses, et c'est ce qui a déterminé, pour le choix des méthodes, une première distinction entre les roches solides et celles qui ne le sont pas. Examinons d'abord le cas des roches solides et consistantes.

Ouvrages en travers. — La méthode par *ouvrages en travers* consiste à ouvrir au mur de la masse minérale une galerie d'allongement qui en suit toutes les ondulations, puis à pratiquer dans cette galerie des tailles d'exploitation perpendiculaires à la direction moyenne de la galerie d'allongement, et, par conséquent, dirigées du toit au mur.

Ces tailles, prises en travers du gîte, sont d'abord séparées par des massifs pleins qui font l'office de piliers pour soutenir les parties supérieures ; ainsi, par exemple, on divisera le gîte en massifs de 6 mètres de front, puis ces massifs seront enlevés de deux en deux par trois galeries contiguës. Ces galeries accolées et successives forment par leur avancement inégal des gradins horizontaux ; elles sont remblayées à mesure qu'elles arrivent au toit du gîte, de sorte qu'à la fin du travail, c'est-à-dire lorsque le toit a été atteint par toutes, les trois galeries contiguës sont complétement remplies.

Lorsqu'on a enlevé et remblayé ces premières tailles ouvertes dans le gîte, on attaque les massifs intermédiaires eux-mêmes et

l'on arrive à enlever dans le gîte toute une tranche horizontale, en lui substituant une tranche de remblais.

Un premier étage étant enlevé et remblayé, on s'élève sur les remblais et on procède de la même manière à l'enlèvement d'une seconde tranche, ainsi qu'il est indiqué par la figure 33, qui représente la coupe transversale de ces ouvrages superposés. On passe ensuite à une troisième tranche, et ainsi de suite jusqu'à l'épuisement du gîte. On conçoit que ce gîte doit avoir été attaqué aussi bas que possible.

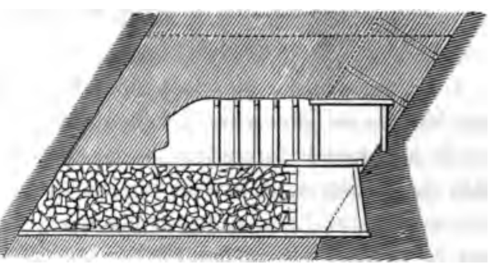


Fig. 33. *Coupe d'une exploitation en travers.*

Le plan ci-joint (fig. 34) représente l'exploitation, par ouvrages en travers, d'un filon argentifère de Schemnitz en Hongrie, et résume tous ces détails. Le filon est puissant de 10 mètres et incliné à 60°; les tailles sont de 9 mètres, ouvertes par trois galeries successives de 3 mètres chacune et séparées par des massifs de 9 mètres. S'il se rencontre quelque partie stérile, on la laisse en pilier et on la tourne par les excavations. Le triage est fait dans la mine de manière à y laisser les rem-

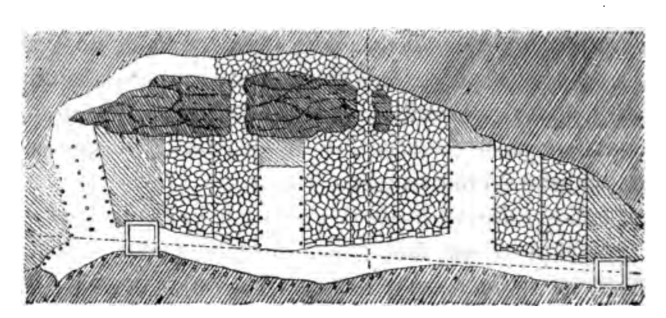


Fig. 34. *Exploitation par ouvrages en travers.*

blais nécessaires pour remplir complétement toutes les tailles. Lorsqu'elles sont remblayées, on attaque et on remblaye de la même manière les massifs qui avaient été laissés entre les premières tailles, de manière à enlever complétement une tranche horizontale.

Une même galerie d'allongement peut servir pour l'exploitation de plusieurs tranches; on la conserve pour cinq et même pour dix étages superposés, en y faisant tomber le minerai par des puits inclinés, pratiqués le long du mur (fig. 33). Ces galeries sont quelquefois percées dans le mur, afin de n'avoir pas à supporter la charge croissante des remblais.

La méthode par ouvrages en travers permet l'enlèvement complet du minerai, consomme peu de bois et est cependant aussi sûre que possible; elle peut au besoin être conduite rapidement et présente des masses bien dégagées qui facilitent l'abatage. Mais elle est basée tout entière sur l'existence de déblais en quantité suffisante pour remblayer toutes les excavations, et, d'après le foisonnement des roches dures, elle ne permet pas d'amener au jour plus d'un tiers des matières abattues. S'il ne manquait que peu de remblais, on pourrait sans doute en faire descendre de l'extérieur; mais, si la proportion des déblais était faible ou nulle, cette méthode deviendrait trop coûteuse pour les minerais de peu de valeur, et il faut dans ce cas avoir recours à la méthode par galeries et piliers.

Galeries et piliers. — La méthode par *galeries et piliers* consiste à exploiter une tranche par deux systèmes de galeries croisées, comme si l'on attaquait une couche horizontale ayant seulement 3 mètres de puissance. Lorsqu'un niveau est exploité, on attaque la tranche supérieure de la même manière, en ayant soin de laisser entre les deux étages un sol intermédiaire, et de faire correspondre les piliers d'un étage à ceux de l'étage inférieur, afin d'éviter l'écrasement des travaux. Quelquefois, lorsqu'un gîte a été ainsi découpé, on sape les piliers et on provoque l'écroulement des sols, afin de retirer encore ce qu'il est possible d'atteindre sans danger.

Cette méthode est évidemment très-imparfaite, puisqu'elle occasionne l'abandon d'au moins la moitié du gîte ; mais c'est la seule qui puisse être employée pour les substances de peu de valeur qui ne fournissent pas de déblais et ne supporteraient pas la dépense de remblais venus de l'extérieur. Tels sont les minerais de fer peu riches, le gypse, l'ardoise, etc.

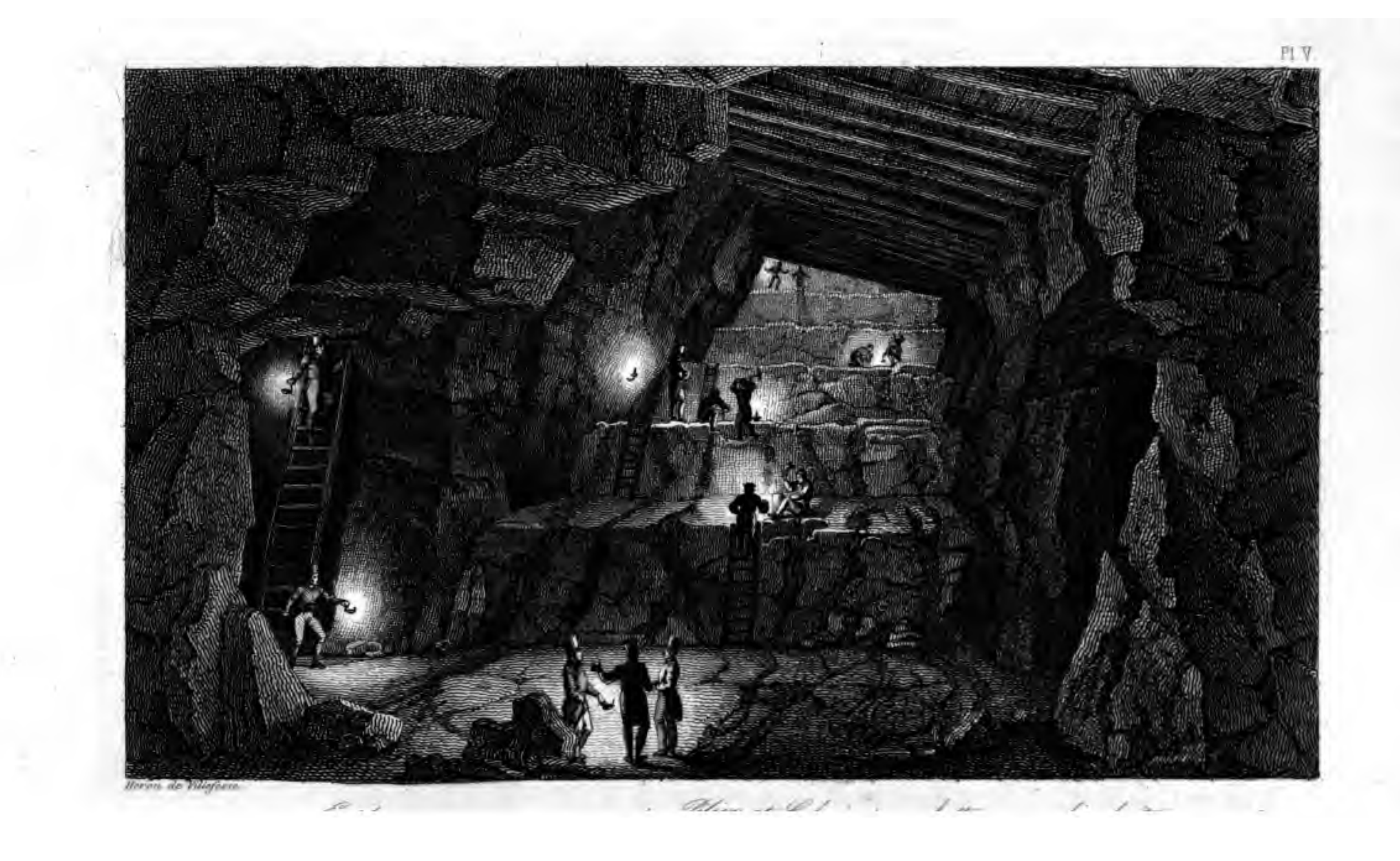
Pour réduire autant que possible la proportion abandonnée au soutènement, il faut évidemment éviter le grand nombre des sols et par conséquent donner aux étages toute la hauteur possible. Ainsi, dans les minerais de fer, on donne souvent plus de 8 mètres de hauteur aux galeries et 5 mètres de largeur, en laissant aux piliers 5 mètres au moins de côté. On taille les plafonds en voûte, et on laisse 3 mètres environ d'épaisseur au sol qui sépare deux étages superposés. Le fond de ces grandes galeries est attaqué par gradins droits.

La planche V, empruntée à l'ouvrage de M. Heron de Villefosse, représente une exploitation par deux systèmes de hautes galeries croisées à angles droits, celle de la mine de fer du Stahlberg. Le fond de l'excavation est, ainsi qu'on le voit, divisé en gradins qui permettent d'abattre simultanément toute la paroi sur une hauteur considérable. Avec des galeries de cette élévation, les voûtes doivent être l'objet d'une attention particulière, et, lorsqu'une partie donne quelque indice d'affaissement, on la soutient aussitôt par des boisages ou par des portions de muraillement.

Dans les ardoisières souterraines de Fumay (Ardennes), on attaque une couche de 20 mètres de puissance inclinée de 20 à 30° en donnant aux galeries toute la hauteur du gîte et 10 mètres de largeur. Les piliers sont égaux aux excavations. Les rigoles pour l'abatage se font perpendiculairement à la stratification, et le havage ou souschèvement suivant la stratification ; de sorte que les parois des galeries sont elles-mêmes inclinées.

Les cavages ou exploitations souterraines de gypse aux environs de Paris se font également par galeries qui ont jusqu'à 10 mètres de hauteur et 5 de largeur, soutenues par des piliers de 5 mètres de côté. Enfin, dans beaucoup de cas, on exploite

Pl. V.



Héron de Villefosse

ainsi des calcaires pour la fabrication de la chaux ou toute autre roche pour la construction. Les nombreuses carrières creusées autour de Naples dans le peperino (brèche volcanique), les catacombes parisiennes dans le calcaire grossier, les carrières de craie de Meudon, celles de la montagne de Saint-Pierre près Maestricht, également creusées dans la craie, sont des exemples bien connus de ce mode de travail. Dans ces divers cas, la matière n'ayant aucune valeur en place, on ne craint pas de donner aux piliers des dimensions plus grandes que celles des galeries. Ces vastes carrières souterraines finissent par présenter des séries de rues croisées, souvent sinueuses, mais qui cependant, lorsqu'on en considère l'ensemble, se rapportent à deux axes principaux.

Dans les cas précédents, applicables à des roches consistantes, l'aménagement bien entendu des matières exploitées, pour obtenir un abatage facile et un enlèvement aussi complet que possible, est le but de toutes les méthodes. Pour les matières peu consistantes et ébouleuses qui se présentent en gîtes puissants, c'est la sûreté des travaux qui constitue un bon système ; cette condition devient difficile à remplir et doit être placée en première ligne. Deux méthodes atteignent le but.

Exploitation par éboulement. — Un gîte puissant et ébouleux doit être attaqué par des travaux placés en dehors du gîte et dans une roche solide ; les galeries d'allongement pour le roulage y seront situées d'une manière avantageuse et à l'abri des mouvements que la méthode produit dans le terrain.

Les schistes alumineux du pays de Liége, en couches puissantes inclinées de 70°, ont été exploités par *éboulement*.

Cette méthode consiste à pousser, à partir d'une galerie d'allongement placée dans le mur du gîte, des galeries de traverse fortement boisées, qui sont conduites jusqu'au toit. Ces galeries sont séparées entre elles par environ 3 mètres de parties pleines. Lorsqu'elles sont arrivées au toit du gîte, on se retire en déboisant à partir de ce toit, et laissant ébouler la roche, qu'on enlève à mesure qu'elle tombe. Les éboulements se propagent à des hauteurs de 4 et 5 mètres et entretiennent au fond de la galerie

un talus, que l'on enlève tant qu'il se reproduit. Lorsque les éboulements cessent, on continue l'enlèvement des bois, en reculant progressivement jusqu'à la galerie du mur qui a servi de point de départ. On peut exploiter ainsi un étage de 5 mètres de hauteur en enlevant une grande partie de la roche. On s'établit ensuite 6 mètres plus bas, et on procède de la même manière. On exploite donc le gîte en l'attaquant de haut en bas par étages espacés de 6 mètres, de sorte que les éboulements ne tardent pas à se propager jusqu'à la surface du sol qu'on laisse effrondrer.

Ce genre de travail, malgré les précautions du boisage, exige une surveillance assidue ; il a l'avantage d'être peu coûteux, mais, d'un autre côté, il amène dans l'intérieur des travaux les eaux de la surface, et oblige, si un triage est nécessaire, à ne le faire qu'au jour.

Exploitation par remblais. — La méthode *par remblais* est plus coûteuse, mais elle n'a pas les mêmes inconvénients. Très-variable dans ses procédés, elle consiste, en principe, à attaquer le gîte par des ouvrages que l'on remblaye immédiatement, soit avec les débris du triage, soit avec des matériaux descendus de l'extérieur. On s'élève ensuite sur un étage ainsi remblayé pour en attaquer un supérieur. Le plus souvent on suit, pour la forme des ouvrages, la marche des galeries et piliers ou des ouvrages en travers; mais, au lieu de faire des étages élevés, on ne procède que par étages de hauteur d'homme, afin d'éviter les éboulements, et l'on remblaye aussi complétement que possible, en ne laissant que les vides nécessaires au service. Quant aux remblais, qui consistent en roches meubles et résidus des triages faits dans la mine, on les emploie de préférence à l'état humide en les tassant comme du pisé.

C'est ainsi qu'on exploite à Bleiberg, dans l'Eiffel, des couches de grès peu consistants et pénétrés de galène. On procède par galeries et piliers, en laissant d'abord des piliers suffisants pour ne pas ébranler les parties supérieures; puis, après avoir extrait la galène par lavage, on construit, avec les résidus qui

sortent à l'état de mortier, des murailles qui remplissent les vides entre les piliers, en ne laissant subsister que les voies nécessaires pour les aborder. Au bout de quelque temps, lorsque ces murailles ont acquis un peu de consistance, on attaque les piliers et on les enlève aussi. Toutes les couches n'étant pas plombifères, on laisse celles qui sont pauvres ou stériles pour servir de sol entre les divers étages. Si l'on veut exploiter deux étages superposés, on a soin que tout l'étage du fond soit remblayé : on peut même sans inconvénient y laisser quelques vides à section étroite, ces vides ne tardant pas à se combler par l'affaissement des parties supérieures qui écrasent lentement les remblais.

La marche naturelle d'une exploitation par remblais est de bas en haut, puisque l'on doit s'élever sur les remblais pour abattre les parties supérieures; mais cette marche présenterait souvent des inconvénients, notamment celui de ne pas permettre la multiplicité des étages d'exploitation. Pour faciliter l'ouverture d'étages dans la partie supérieure du gîte, étages qu'on viendra ensuite reprendre en dessous, on place sur le sol qui reçoit les premiers remblais un grillage en bois, formé des vieux bois de la mine, et on tasse par-dessus des terres grasses. Lorsque ensuite on viendra exploiter en dessous, ces bois et ces terres grasses soutiendront les déblais supérieurs de manière à faciliter le soutènement et l'exploitation de la tranche prise en dessous.

Telle est la série des méthodes à l'aide desquelles on peut exploiter tous les gîtes métallifères et toutes les roches, quelles que soient leur puissance et leur nature minéralogique. En indiquant successivement ces méthodes, nous n'en avons décrit que les conditions générales; nous entrerons dans les détails en décrivant leur application à des substances déterminées, telles que la houille et le sel gemme. Ces deux matières, qui doivent être extraites en grande masse et aussi économiquement que possible résument les difficultés que peut présenter l'application des méthodes.

EXPLOITATION DES COUCHES DE HOUILLE.

Les méthodes d'exploitation de la houille sont toutes comprises dans les méthodes générales précédemment décrites ; elles n'en diffèrent que par quelques conditions spéciales, qui sont : 1° la nécessité d'ouvrir des travaux à grande section, afin d'obtenir la houille en gros fragments et de faire le moins possible de menu, dont la valeur est toujours inférieure; 2° l'avantage de n'entretenir que le moins possible d'anciens travaux, parce que la houille qui s'y trouve réservée en piliers se détériore par le contact de l'air et la pression du toit, et plus encore parce que les vieux travaux sont toujours des occasions nombreuses d'accidents, par suite de l'accumulation des eaux, des gaz délétères et des chances d'inflammation spontanée ; 3° enfin le manque fréquent de remblais provenant de l'intérieur, la valeur actuelle de la houille exigeant une exploitation aussi complète que possible.

L'ensemble de ces conditions nécessite donc des méthodes d'entaille larges et rapides, un enlèvement complet de la houille, et des chantiers d'abatage indépendants les uns des autres, afin que les accidents, quelquefois si funestes dans ces mines, ne puissent frapper d'un même coup toute la population souterraine.

La consistance de la houille ne varie pas tellement, que le choix de la méthode puisse dépendre de cette condition; la puissance des couches est l'élément principal de la variation des méthodes, et leur inclinaison vient en seconde ligne; on peut donc classer ces méthodes ainsi qu'il suit :

Couches de houille *au-dessous* de 3m de puissance.	Inclinaison entre 35° et la verticale ;	Méthode par gradins renversés. — par dépilages.
	Inclinaison entre 35° et l'horizontale.	Méthode par gradins couchés. — par grandes tailles. — par massifs longs. — par massifs courts.
Couches d'une puissance supérieure à 3 mètres.		Méthode par dépilages sans remblais. — par remblais.

Le premier cas, celui des couches peu puissantes et fortement inclinées, se présente souvent dans les terrains houillers du nord de la France et de la Belgique; la méthode par gradins droits ne peut y être appliquée, parce que les ouvriers, placés sur la houille même, pour le travail et les transports, la déprécieraient d'une manière notable en l'écrasant et la salissant, et parce que le triage intérieur des déblais deviendrait ainsi presque impossible.

Gradins renversés. — La méthode par *gradins renversés* n'a pas ces inconvénients; elle ne diffère d'ailleurs de celle que nous avons décrite pour les gîtes métallifères que par les dimensions des gradins, qui ont jusqu'à 10 et 14 mètres de front. Cette dimension, qui facilite l'abatage en gros morceaux, ne doit être réduite que dans les houilles qui laissent dégager une grande quantité de grisou, parce que la circulation de l'air sur un front découpé en gradins sera d'autant plus facile et plus efficace que les gradins seront plus petits.

L'exploitation de la houille par gradins renversés est la méthode le plus fréquemment appliquée; elle est en effet la plus normale et répond à presque toutes les exigences des fortes inclinaisons. Nous entrerons donc dans quelques détails des-

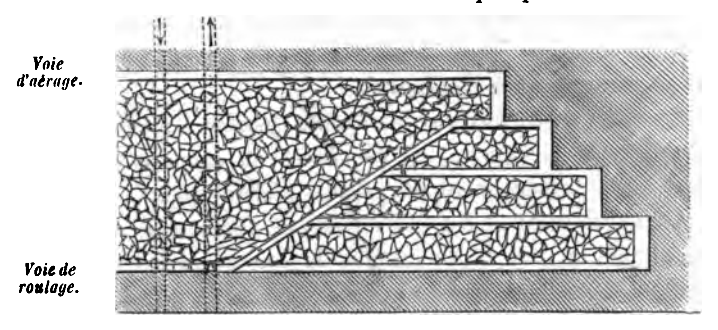


Fig. 35. *Exploitation par gradins renversés.*

criptifs qui permettront d'apprécier les conditions de son établissement.

Cette méthode exige deux galeries : l'une inférieure, dite

voie de fond, qui est en même temps la *voie de roulage* et doit servir à la sortie des produits de l'abatage; l'autre supérieure, qui est la *voie d'aérage*, parce que son but est en effet de compléter la circulation de l'air dont nous indiquerons les conditions dans un autre chapitre. La figure 35 représente un chantier découpé d'après cette méthode.

Les deux voies, entre lesquelles se trouve comprise la tranche de houille à exploiter, doivent évidemment être établies avant l'abatage et le précéder d'une certaine longueur. Le premier travail préparatoire est donc leur percement et leur mise en communication l'une avec le puits d'extraction, l'autre avec le puits d'aérage; la hauteur qui doit être comprise entre les deux niveaux est déterminée suivant les convenances qui résultent principalement de la puissance et de l'inclinaison de la couche.

Supposons une couche de houille inclinée à 45° reconnue par un puits vertical. On percera d'abord à partir des puits d'extraction et d'aérage deux galeries de *traverse* qui recouperont la couche et dont l'intervalle déterminera la hauteur à exploiter. Ces deux galeries sont ce qu'on appelle les *bouveaux* de roulage et d'aérage.

La distance verticale comprise entre ces deux bouveaux varie ordinairement de 30 à 50 mètres; on l'a quelquefois portée à 80 et même jusqu'à 100 mètres.

Ces deux bouveaux une fois établis perpendiculairement à la direction de la couche, on procédera au *coupage des voies*, c'est-à-dire au percement des galeries d'allongement.

L'établissement de ces voies demande un examen attentif des conditions du toit et du mur de la couche. Ainsi la voie de fond ou de roulage, qui est la plus importante, doit être établie de manière à présenter les meilleures conditions de solidité. Supposons que la couche ait 1 mètre de puissance : la galerie, qui devra avoir environ $1^{m},70$ de hauteur, sous bois, sur $1^{m},30$ de largeur, dans œuvre, entaillera nécessairement le toit ou le mur. Si le toit est solide, on évitera de le couper, on le laissera

comme toit de la galerie, et l'entaille nécessaire à la section de la galerie se trouvera dans le mur; s'il y a, au contraire, manque de solidité au toit et qu'il y ait avantage à l'entailler, on le coupera jusqu'à une assise plus solide, et le mur ne se trouvera entaillé que de la quantité nécessaire pour établir le sol horizontal de la galerie.

Les deux galeries ayant un avancement suffisant, il faut préparer les tailles; pour cela, un montage est d'abord ouvert qui dégage latéralement la tranche à exploiter, et souvent, dans ce montage, on dispose un plan automoteur destiné à descendre sur la voie de roulage les charbons qui seront abattus dans les parties supérieures. Les gradins sont ensuite découpés de manière à donner au profil de la taille la forme qu'il doit conserver en avançant.

Le profil en gradins a l'avantage de rompre la ligne d'affaiblissement du sol, de manière à en rendre le soutènement plus facile, et d'isoler en même temps les chantiers. Cette disposition n'est pas de rigueur, et dans beaucoup d'exploitations on dispose les tailles droites, ce qui est plus commode lorsque par exemple l'inclinaison est telle, que les charbons puissent glisser du haut en bas de la taille jusqu'à la voie de fond sans tomber violemment. On règle au besoin cette descente en arrêtant le charbon par des planches transversales, qui sont enlevées lorsque la taille se trouve encombrée et que les ouvriers inférieurs se sont retirés.

Pour l'abatage, une taille sera donc partagée en longueurs généralement égales, ayant 3 ou 4 mètres de front, longueurs qui sont confiées chacune à un ouvrier, et qui sont calculées de telle sorte que dans son poste de travail il puisse avancer d'environ 1 mètre.

Le travail de la taille est généralement divisé en deux parties : le *havage* et l'*abatage*.

Le havage est l'entaille parallèle à la stratification, qui doit permettre ensuite d'abattre la partie dégagée, en la brisant le moins possible en petit et menu charbon qui n'a pas la valeur

du gros. Le havage se fait de préférence au mur de la couche, si ce mur est facile à entailler; il se fait dans la couche lorsqu'elle présente un lit d'*escaille* ou *gore* interposé, qui la divise en deux *sillons;* il se fait au toit lorsqu'il n'y a pas moyen de faire autrement.

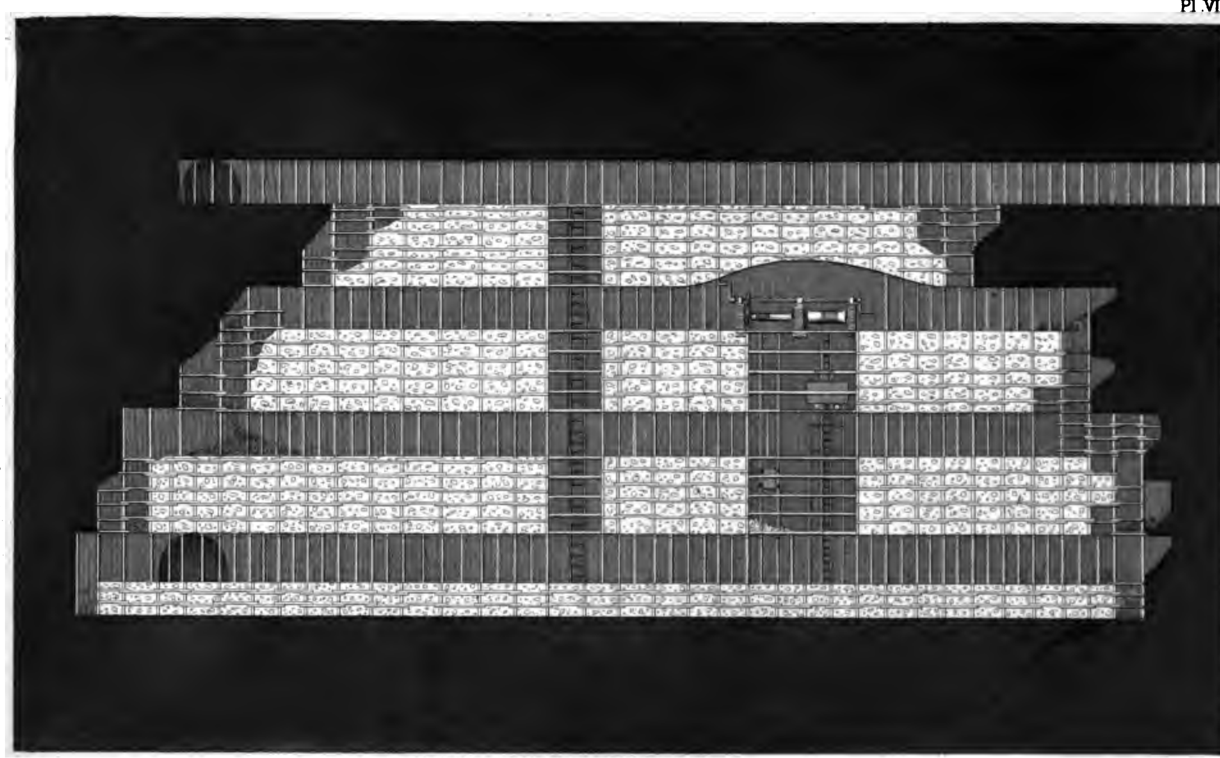
Le *haveur* prolonge son entaille aussi loin que le permettent les circonstances, c'est-à-dire suivant la hauteur qu'elle comporte et la facilité de son exécution. A mesure que cette entaille avance, il la soutient par de petits étais pour empêcher la chute subite de la partie supérieure. Lorsque le havage est terminé, on dégage la partie havée par des entailles latérales, et il suffit de chasser des coins au toit pour faire tomber la couche dégagée. S'il reste une banquette inférieure, on la découpe par des entailles et on l'abat ensuite après avoir chassé des coins dans le mur pour détacher la base.

En général les mêmes ouvriers havent, abattent et boisent. On leur adjoint, pour accélérer le travail, des *bouteurs* et des *serveurs* qui déblayent le charbon abattu et amènent les bois sur les emplacements où ils doivent être placés; des *remblayeurs* ou *reculeurs* qui font tout le travail en arrière, c'est-à-dire construisent les murs en pierre sèche et entassent les remblais en ménageant les galeries ou les conduits de charbon qui doivent être pratiqués d'après le tracé d'exploitation.

Enfin, pour compléter la taille, il faut nécessairement avancer les voies de fond et d'aérage et entretenir par conséquent à chacune de ces galeries des *coupeurs de mur* ou *bosseyeurs* qui font les voies, les boisent et construisent les murs latéraux avec les plus grosses pierres que fournit l'atelier.

Une taille étant ainsi organisée, il est facile d'en calculer la dépense et le produit. Ainsi une taille de 30 mètres de longueur, suivant l'inclinaison, occupera dix mineurs ou haveurs et quatre serveurs; elle exigera en outre deux coupeurs de mur et deux remblayeurs. Son avancement étant supposé d'un mètre par poste, chaque mineur aura déhouillé trois mètres carrés; reste à calculer ce que la couche produit en charbon trié et trans-

Pl. VI.



Projection verticale d'une exploitation par gradins renversés

Pag. 114

porté, par mètre carré de déhouillement, chiffre qui résulte de sa puissance et de sa composition.

La planche VI indique les conditions graphiques d'une exploitation par gradins renversés. Cet exemple, pris dans une couche du Chaufour, près d'Anzin, a été exposé par la compagnie d'Anzin, sous la forme d'un modèle au cinquième d'exécution; on a cherché à y rassembler dans un petit espace les traits caractéristiques de la méthode.

Cette planche représente les deux voies de fond et d'aérage, recoupées par les bouveaux. Ces deux voies sont mises en communication par un montage complet, ménagé à travers les remblais et muni d'échelles. Un second montage, plus large, est disposé en plan automoteur et ne s'élève que jusqu'au niveau inférieur du premier gradin; il est destiné à recevoir les charbons tombant des deux gradins supérieurs, et sert à descendre sur la voie de fond les chariots chargés qui sont amenés par les voies intermédiaires ouvertes dans les remblais.

On remarquera sur ce plan les gradins ouverts de chaque côté. Sur les gradins de gauche, les entailles sont prises en dessous, ce qui est le cas le plus ordinaire; sur les gradins de droite, elles sont prises en dessus, ce qui est quelquefois plus favorable, lorsque les délits du charbon facilitent le déhouillement. On voit que dans la galerie de fond on pratique dans la couche un défoncement ou *rebanchage* d'environ 1 mètre de profondeur, qui est immédiatement remblayé de manière à recevoir les rails de la voie. Ce rebanchage procure du charbon et l'empêche d'être détérioré par le roulage.

Enfin ce plan indique un exemple de la disposition des remblais fournis par l'abatage qui sont rangés entre les bois d'étai et de garnissage de manière à soutenir la pression du toit et à ménager toutes les voies de service.

L'exploitation une fois organisée peut être poursuivie en direction, tant qu'aucun accident de la couche ne vient pas l'arrêter, jusqu'à une distance de 500, 700 et 1000 mètres; surtout

si le roulage est établi d'une manière économique par l'emploi des chevaux.

La méthode ainsi définie peut varier par le dessin des gradins qui auront plus ou moins de front d'abatage et plus ou moins d'avancement l'un sur l'autre; par le dessin des remblais, suivant que la couche en fournit plus ou moins; par la manière de faire descendre le charbon abattu sur la voie de fond, suivant que l'inclinaison est plus ou moins forte.

Ce que l'on doit principalement chercher à obtenir, c'est un soutènement complet du terrain avec les remblais que fournissent les tailles et les galeries; remblais souvent exubérants dans les petites couches, souvent insuffisants dans celles qui atteignent ou dépassent 1 mètre de puissance. Enfin on doit surtout établir de l'ordre dans la succession de toutes les parties du travail et bien définir ce dont chaque ouvrier est spécialement chargé.

Lorsque, par exemple, le havage doit être pratiqué dans le schiste et qu'il constitue un travail tout à fait distinct de l'abatage, on le fait exécuter par des ouvriers spéciaux et généralement pendant la nuit. Cette méthode présente non-seulement l'avantage de spécialiser les ouvriers et de les rendre plus habiles dans leur tâche, mais elle a encore celui de séparer d'une manière absolue le havage au rocher de l'abatage du charbon, de telle sorte que le triage se fait plus facilement et que l'on obtient le charbon plus pur.

La division du travail a en outre l'avantage d'obliger les ouvriers à se contrôler les uns les autres. Ceux qui prennent un chantier et doivent le trouver dans un état d'avancement déterminé exercent sur leurs prédécesseurs une surveillance plus exacte qu'on ne peut l'obtenir par les maîtres mineurs ou *Porions*.

La méthode par gradins renversés exige que le puits d'extraction soit foncé au-dessous de la galerie de fond, et que cette galerie ait elle-même un certain avancement suivant la direction de la couche, de manière à dégager le massif à exploiter. Cette condition est souvent difficile à remplir. Pour approfondir un puits d'un étage, il faut à la fois du temps et une dépense

assez forte, et l'exploitant qui marche en quelque sorte sur le charbon, dans la voie de fond, a rarement la patience d'attendre que le dégagement d'un nouvel étage soit effectué. De là l'habitude fréquente de prendre une tranche inférieure de 10 à 20 mètres de hauteur par une *exploitation en vallée.*

Une *vallée* est une descenderie, organisée avec un double treuil de manière à remonter les waggons pleins et à descendre les waggons vides, suivant l'inclinaison de la couche. A partir de cette descenderie on prend les tailles à droite et à gauche suivant la méthode ordinaire, c'est-à-dire en pratiquant une voie de fond qui se trouve à la partie inférieure. L'extraction se poursuit donc comme d'habitude, seulement elle est grevée d'un montage à bras qui est onéreux et qui ne permet guère, pour la houille, de dépasser une profondeur verticale de 15 à 0 mètres entre la voie qui conduit au puits d'extraction et la nouvelle voie de fond.

Méthode par dépilages. — Lorsque la couche a plus de 1^{m},20 de puissance, il devient très-difficile de se procurer les remblais nécessaires au soutènement, et l'on a dû chercher une méthode moins exigeante sous ce rapport.

Les couches de 1^{m},20 à 3 mètres de puissance, dont l'inclinaison est comprise entre 75° et 45°, peuvent être exploitées par deux systèmes de galeries croisées, suivies de l'enlèvement des piliers. Cette méthode, aussi complète que la précédente, a été appliquée aux mines de Blanzy (puits de communautés); voici les détails de son exécution.

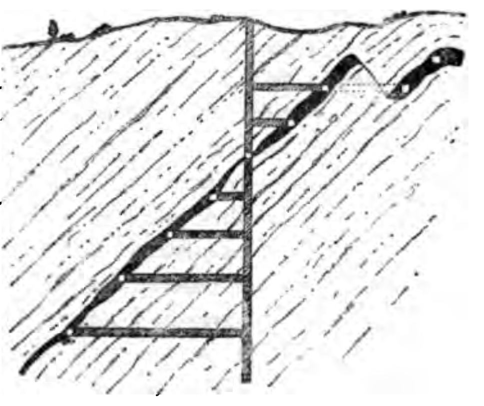


Fig. 36. Exploitation par dépilage.

Le champ d'exploitation a d'abord été préparé en huit étages par des galeries d'allongement communiquant au même puits au moyen de galeries de traverse pratiquées dans les roches du toit et du mur, ainsi que l'indique la figure 36. Les massifs compris entre deux étages ont ensuite été découpés par des montages suivant l'inclinaison, chaque niveau devant être desservi par la galerie d'allongement qui lui est inférieure.

Les massifs découpés ont environs 40 mètres en direction sur 20 mètres d'inclinaison, et leur enlèvement ou dépilage se fait à partir des piliers supérieurs.

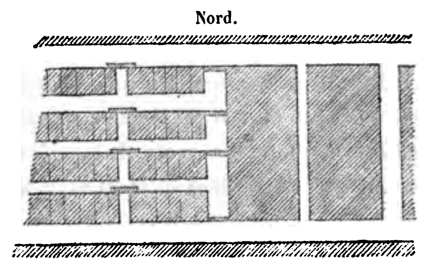


Fig. 37. *Abatage d'un pilier.*

Soit donc un de ces piliers dont la partie supérieure est supposée contiguë aux écrasées. Les montages ont été barrés par des murs, afin d'empêcher la descente des déblais, et les dépilages latéraux réduisent à deux les faces libres de ce pilier. Ces faces libres seront, par exemple, celles du sud et de l'ouest (fig. 37).

Pour enlever ce pilier compris entre les deux galeries d'allongement, on le traverse d'abord au centre, par un montage qu'on barre par un mur dès que l'on a atteint les déblais qui sont supposés remplir la galerie supérieure. On recoupe ensuite la moitié du pilier par trois galeries d'allongement, de manière à la diviser en quatre sections; puis on attaque successivement ces sections isolées, à partir du haut, en les découpant en rectangle d'environ 4 mètres d'inclinaison sur 2 de direction; ayant soin de rabattre ce qui a pu rester de houille au faîte des galeries et de laisser glisser les remblais supérieurs dans chaque partie déhouillée. Ce travail étant fait sur une ligne, on s'isole des déblais par un second barrage, et on procède de la même manière, toujours en descendant, jusqu'à la

galerie d'allongement inférieure. On attaque ensuite la seconde partie du pilier.

Cette marche du travail est suivie toutes les fois que le toit est ébouleux. La division de l'abatage permet de n'avoir jamais à supporter à la fois qu'une petite surface du toit, ce que l'on fait à l'aide de quelques bois que les mineurs retirent en reculant. La position inclinée de la couche facilite d'ailleurs le travail en ce que les déblais supérieurs crèvent la houille lorsque son épaisseur est réduite à 15 ou 20 centimètres et glissent pour venir se substituer au vide. Les remblais se font ainsi d'eux-mêmes, et on n'a à se préoccuper que de les arrêter par des murs à mesure qu'on bat en retraite.

Cet abatage très-divisé a l'inconvénient d'augmenter la proportion des houilles menues; aussi, lorsque le toit est solide, on procède différemment. Soit donc un autre pilier (fig. 38) analogue au précédent par sa position et ses dimensions. On le divise seulement en quatre piliers par une galerie de direction et par un montage intermédiaire. Dans ce montage, on ouvre à la partie supérieure et du côté de l'ouest une taille de 5 à 6 mètres de front qui laisse à sa gauche une épaisseur d'environ 1 mètre de houille destinée à maintenir les déblais supérieurs; les mineurs boisent à mesure qu'ils avancent avec des étais disposés en lignes, laissant toujours un mur de charbon suffisant pour empêcher la descente des déblais. Arrivés à l'extrémité, ils enlèvent d'abord les étais qui sont dans l'angle, et se retirent successivement vers le montage intermédiaire après avoir diminué le mur de houille dont les débris tombent dans la taille avec les déblais qui les chassent devant eux, de telle sorte que toute la houille peut être à peu près recueillie.

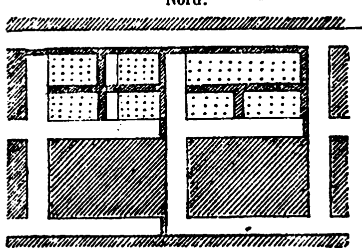


Fig. 38. *Abatage d'un pilier.*

Après avoir arrêté la descente des écrasées par un mur, on

peut enlever de la même manière les autres parties du pilier. On modifie toutefois cette marche lorsqu'on a quelque incertitude sur la position exacte des écrasées; dans ce cas on partage encore chaque subdivision par un petit montage ainsi qu'il est indiqué à l'est du pilier (fig. 38), et on procède à leur enlèvement par deux tailles aussi larges, mais plus courtes que les précédentes.

Cette méthode de dépilage est plus large et plus rapide que la première, et procure la houille en plus gros fragments. Elle permet aussi de limiter les écrasées avec autant de certitude, mais exige plus de solidité dans le toit, parce que les tailles en découvrent d'assez grandes surfaces qui ne sont maintenues que par des boisages. Lorsque le toit est tout à fait solide, on abat les subdivisions d'un seul coup au moyen de sept ou huit mineurs agissant ainsi sur un front de 2 mètres chacun; ce cas est le plus rare, parce qu'on préfère généralement de petits éboulements, qu'on est maître de provoquer et qu'on peut maîtriser, à de grandes écrasées qui surprennent et peuvent déterminer des accidents. La comparaison des figures 37 et 38 indique suffisamment dans les deux cas les manières de découper et d'abattre les piliers.

En résumé, on pourra enlever, à l'aide de ces méthodes de dépilage, toutes les portions de couche comprises dans les huit étages indiqués par la coupe (fig. 36), et la couche sera exploitée aussi complétement que dans la méthode par gradins renversés, sans autres remblais que ceux qui sont nécessaires pour construire les murs, et sans autres boisages que ceux qui sont indiqués pour protéger les mineurs. Ces bois sont d'ailleurs enlevés en partie lorsque les mineurs se retirent et peuvent servir plusieurs fois.

Cette méthode est entièrement basée sur l'inclinaison de la couche et sur la faculté de faire descendre naturellement les déblais supérieurs dans les tailles.

Lorsqu'une couche n'a plus que 35 degrés ou au-dessous d'inclinaison, elle est en *plateure*. Les charbons abattus ne des-

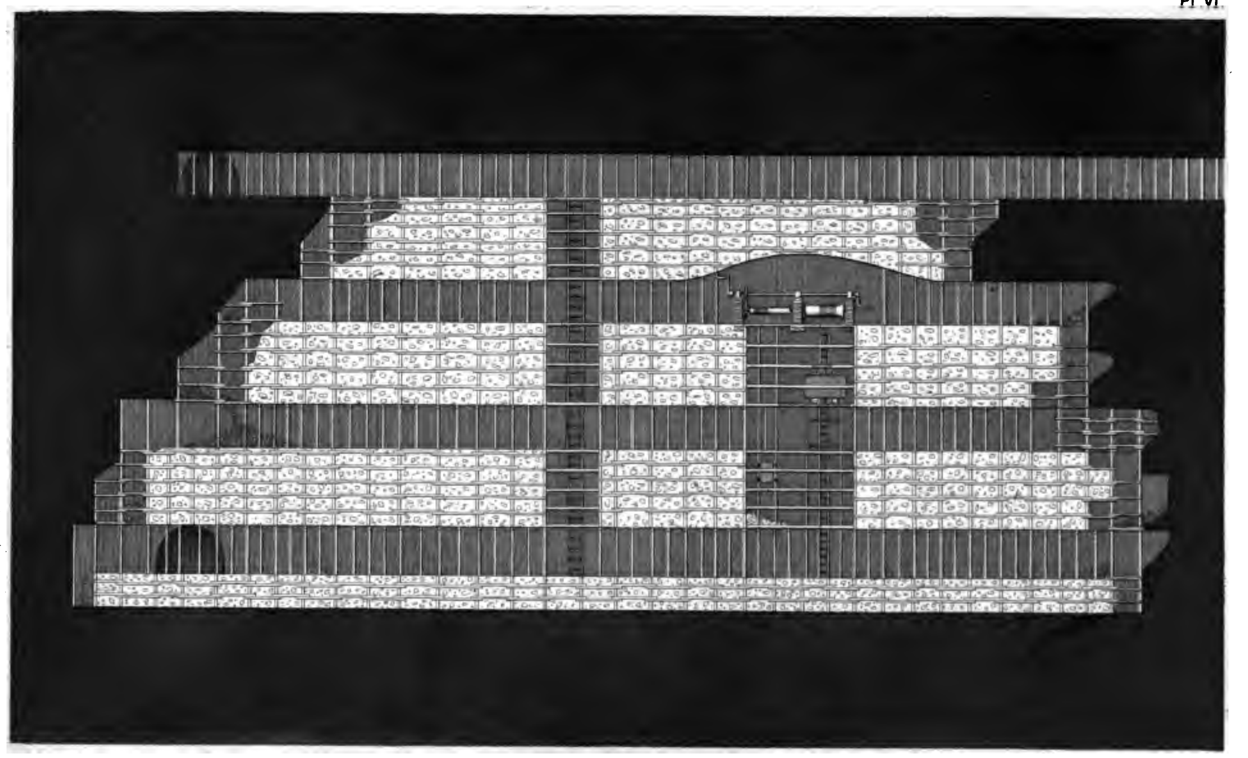
cendent plus naturellement des tailles vers la voie de fond, il faut les y transporter. Si la couche est peu puissante, les voies dans lesquelles on doit circuler doivent être exhaussées par le coupage du toit ou du mur. Dans ces allures en plateures, les remblais pèsent peu sur les bois, mais le toit est d'un soutènement plus difficile. La méthode le plus souvent employée est celle des *gradins couchés* poursuivis suivant la direction de la couche.

Gradins couchés. — Les *gradins couchés* sont employés dans les couches minces du nord, mais il ne conviendrait pas à une couche de plus de 1m,50, à moins qu'elle ne fournît par le triage une très-grande proportion de déblais. Dans les couches ordinaires, qui ont 1 mètre au plus, on fait le havage au mur, on entaille ensuite le toit pour y chasser des coins, et faire ainsi tomber à la fois toute l'épaisseur de la couche. Ce mode d'abatage fournit les remblais nécessaires.

L'avantage spécial des gradins couchés (souvent appliqués dans les houillères de Mons et de Valenciennes où les *plats* passent si souvent aux *droits* et réciproquement), c'est que, l'exploitation pouvant se faire par gradins couchés dans les plats, et par gradins renversés dans les droits, le changement d'allure de la couche n'oblige pas à changer la marche du travail. On continue à suivre cette méthode lors même que la couche ne fournit pas assez de remblais; à défaut de remblais, on soutient le toit par une grande quantité de bois et l'on enlève une partie de ces bois lorsqu'ils se trouvent à une certaine distance des tailles, de manière à laisser le toit briser les bois qui restent et s'affaisser le mur.

Dans une exploitation par gradins couchés (fig. 39), après avoir atteint une couche par les puits d'extraction et d'aérage, on pousse de chaque côté les galeries d'allongement; puis, laissant un certain massif de charbon intact autour des puits afin de ne pas en altérer la solidité, on ouvre des ateliers d'abatage par gradins suivant la direction de la couche. Ces ateliers s'éloignent de plus en plus des puits. Pour économiser les rem-

Pl. VI.



Projection verticale d'une exploitation par gradins renversés

Pag. 119

porté, par mètre carré de déhouillement, chiffre qui résulte de sa puissance et de sa composition.

La planche VI indique les conditions graphiques d'une exploitation par gradins renversés. Cet exemple, pris dans une couche du Chaufour, près d'Anzin, a été exposé par la compagnie d'Anzin, sous la forme d'un modèle au cinquième d'exécution; on a cherché à y rassembler dans un petit espace les traits caractéristiques de la méthode.

Cette planche représente les deux voies de fond et d'aérage, recoupées par les bouveaux. Ces deux voies sont mises en communication par un montage complet, ménagé à travers les remblais et muni d'échelles. Un second montage, plus large, est disposé en plan automoteur et ne s'élève que jusqu'au niveau inférieur du premier gradin; il est destiné à recevoir les charbons tombant des deux gradins supérieurs, et sert à descendre sur la voie de fond les chariots chargés qui sont amenés par les voies intermédiaires ouvertes dans les remblais.

On remarquera sur ce plan les gradins ouverts de chaque côté. Sur les gradins de gauche, les entailles sont prises en dessous, ce qui est le cas le plus ordinaire; sur les gradins de droite, elles sont prises en dessus, ce qui est quelquefois plus favorable, lorsque les délits du charbon facilitent le déhouillement. On voit que dans la galerie de fond on pratique dans la couche un défoncement ou *rebanchage* d'environ 1 mètre de profondeur, qui est immédiatement remblayé de manière à recevoir les rails de la voie. Ce rebanchage procure du charbon et l'empêche d'être détérioré par le roulage.

Enfin ce plan indique un exemple de la disposition des remblais fournis par l'abatage qui sont rangés entre les bois d'étai et de garnissage de manière à soutenir la pression du toit et à ménager toutes les voies de service.

L'exploitation une fois organisée peut être poursuivie en direction, tant qu'aucun accident de la couche ne vient pas l'arrêter, jusqu'à une distance de 500, 700 et 1000 mètres; surtout

si le roulage est établi d'une manière économique par l'emploi des chevaux.

La méthode ainsi définie peut varier par le dessin des gradins qui auront plus ou moins de front d'abatage et plus ou moins d'avancement l'un sur l'autre; par le dessin des remblais, suivant que la couche en fournit plus ou moins; par la manière de faire descendre le charbon abattu sur la voie de fond, suivant que l'inclinaison est plus ou moins forte.

Ce que l'on doit principalement chercher à obtenir, c'est un soutènement complet du terrain avec les remblais que fournissent les tailles et les galeries ; remblais souvent exubérants dans les petites couches, souvent insuffisants dans celles qui atteignent ou dépassent 1 mètre de puissance. Enfin on doit surtout établir de l'ordre dans la succession de toutes les parties du travail et bien définir ce dont chaque ouvrier est spécialement chargé.

Lorsque, par exemple, le havage doit être pratiqué dans le schiste et qu'il constitue un travail tout à fait distinct de l'abatage, on le fait exécuter par des ouvriers spéciaux et généralement pendant la nuit. Cette méthode présente non-seulement l'avantage de spécialiser les ouvriers et de les rendre plus habiles dans leur tâche, mais elle a encore celui de séparer d'une manière absolue le havage au rocher de l'abatage du charbon, de telle sorte que le triage se fait plus facilement et que l'on obtient le charbon plus pur.

La division du travail a en outre l'avantage d'obliger les ouvriers à se contrôler les uns les autres. Ceux qui prennent un chantier et doivent le trouver dans un état d'avancement déterminé exercent sur leurs prédécesseurs une surveillance plus exacte qu'on ne peut l'obtenir par les maîtres mineurs ou *Porions*.

La méthode par gradins renversés exige que le puits d'extraction soit foncé au-dessous de la galerie de fond, et que cette galerie ait elle-même un certain avancement suivant la direction de la couche, de manière à dégager le massif à exploiter. Cette condition est souvent difficile à remplir. Pour approfondir un puits d'un étage, il faut à la fois du temps et une dépense

assez forte, et l'exploitant qui marche en quelque sorte sur le charbon, dans la voie de fond, a rarement la patience d'attendre que le dégagement d'un nouvel étage soit effectué. De là l'habitude fréquente de prendre une tranche inférieure de 10 à 20 mètres de hauteur par une *exploitation en vallée.*

Une *vallée* est une descenderie, organisée avec un double treuil de manière à remonter les waggons pleins et à descendre les waggons vides, suivant l'inclinaison de la couche. A partir de cette descenderie on prend les tailles à droite et à gauche suivant la méthode ordinaire, c'est-à-dire en pratiquant une voie de fond qui se trouve à la partie inférieure. L'extraction se poursuit donc comme d'habitude, seulement elle est grevée d'un montage à bras qui est onéreux et qui ne permet guère, pour la houille, de dépasser une profondeur verticale de 15 à 0 mètres entre la voie qui conduit au puits d'extraction et la nouvelle voie de fond.

Méthode par dépilages. — Lorsque la couche a plus de 1^{m},20 de puissance, il devient très-difficile de se procurer les remblais nécessaires au soutènement, et l'on a dû chercher une méthode moins exigeante sous ce rapport.

Les couches de 1^{m},20 à 3 mètres de puissance, dont l'inclinaison est comprise entre 75° et 45°, peuvent être exploitées par deux systèmes de galeries croisées, suivies de l'enlèvement des piliers. Cette méthode, aussi complète que la précédente, a été appliquée aux mines de Blanzy (puits de communautés); voici les détails de son exécution.

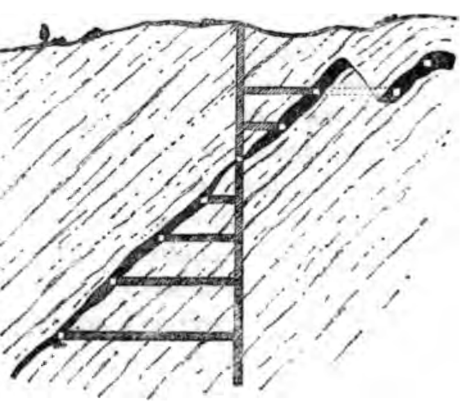


Fig. 36. *Exploitation par dépilages.*

Le champ d'exploitation a d'abord été préparé en huit étages par des galeries d'allongement communiquant au même puits au moyen de galeries de traverse pratiquées dans les roches du toit et du mur, ainsi que l'indique la figure 36. Les massifs compris entre deux étages ont ensuite été découpés par des montages suivant l'inclinaison, chaque niveau devant être desservi par la galerie d'allongement qui lui est inférieure.

Les massifs découpés ont environs 40 mètres en direction sur 20 mètres d'inclinaison, et leur enlèvement ou dépilage se fait à partir des piliers supérieurs.

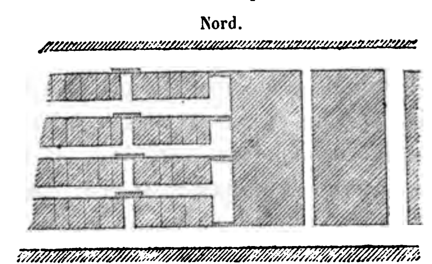


Fig. 37. *Abatage d'un pilier.*

Soit donc un de ces piliers dont la partie supérieure est supposée contiguë aux écrasées. Les montages ont été barrés par des murs, afin d'empêcher la descente des déblais, et les dépilages latéraux réduisent à deux les faces libres de ce pilier. Ces faces libres seront, par exemple, celles du sud et de l'ouest (fig. 37).

Pour enlever ce pilier compris entre les deux galeries d'allongement, on le traverse d'abord au centre, par un montage qu'on barre par un mur dès que l'on a atteint les déblais qui sont supposés remplir la galerie supérieure. On recoupe ensuite la moitié du pilier par trois galeries d'allongement, de manière à la diviser en quatre sections; puis on attaque successivement ces sections isolées, à partir du haut, en les découpant en rectangle d'environ 4 mètres d'inclinaison sur 2 de direction; ayant soin de rabattre ce qui a pu rester de houille au faîte des galeries et de laisser glisser les remblais supérieurs dans chaque partie déhouillée. Ce travail étant fait sur une ligne, on s'isole des déblais par un second barrage, et on procède de la même manière, toujours en descendant, jusqu'à la

galerie d'allongement inférieure. On attaque ensuite la seconde partie du pilier.

Cette marche du travail est suivie toutes les fois que le toit est ébouleux. La division de l'abatage permet de n'avoir jamais à supporter à la fois qu'une petite surface du toit, ce que l'on fait à l'aide de quelques bois que les mineurs retirent en reculant. La position inclinée de la couche facilite d'ailleurs le travail en ce que les déblais supérieurs crèvent la houille lorsque son épaisseur est réduite à 15 ou 20 centimètres et glissent pour venir se substituer au vide. Les remblais se font ainsi d'eux-mêmes, et on n'a à se préoccuper que de les arrêter par des murs à mesure qu'on bat en retraite.

Cet abatage très-divisé a l'inconvénient d'augmenter la proportion des houilles menues; aussi, lorsque le toit est solide, on procède différemment. Soit donc un autre pilier (fig. 38) analogue au précédent par sa position et ses dimensions. On le divise seulement en quatre piliers par une galerie de direction et par un montage intermédiaire. Dans ce montage, on ouvre à la partie supérieure et du côté de l'ouest une taille de 5 à 6 mètres de front qui laisse à sa gauche une épaisseur d'environ 1 mètre de houille destinée à maintenir les déblais supérieurs; les mineurs boisent à mesure qu'ils avancent avec des étais disposés en lignes, laissant toujours un mur de charbon suffisant pour empêcher la descente des déblais. Arrivés à l'extrémité, ils enlèvent d'abord les étais qui sont dans l'angle, et se retirent successivement vers le montage intermédiaire après avoir diminué le mur de houille dont les débris tombent dans la taille avec les déblais qui les chassent devant eux, de telle sorte que toute la houille peut être à peu près recueillie.

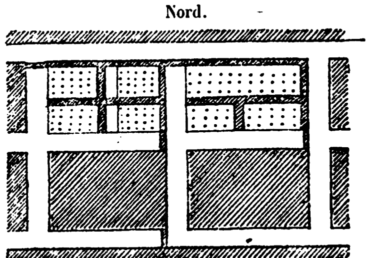


Fig. 38. *Abatage d'un pilier.*

Après avoir arrêté la descente des écrasées par un mur, on

peut enlever de la même manière les autres parties du pilier. On modifie toutefois cette marche lorsqu'on a quelque incertitude sur la position exacte des écrasées; dans ce cas on partage encore chaque subdivision par un petit montage ainsi qu'il est indiqué à l'est du pilier (fig. 38), et on procède à leur enlèvement par deux tailles aussi larges, mais plus courtes que les précédentes.

Cette méthode de dépilage est plus large et plus rapide que la première, et procure la houille en plus gros fragments. Elle permet aussi de limiter les écrasées avec autant de certitude, mais exige plus de solidité dans le toit, parce que les tailles en découvrent d'assez grandes surfaces qui ne sont maintenues que par des boisages. Lorsque le toit est tout à fait solide, on abat les subdivisions d'un seul coup au moyen de sept ou huit mineurs agissant ainsi sur un front de 2 mètres chacun; ce cas est le plus rare, parce qu'on préfère généralement de petits éboulements, qu'on est maître de provoquer et qu'on peut maîtriser, à de grandes écrasées qui surprennent et peuvent déterminer des accidents. La comparaison des figures 37 et 38 indique suffisamment dans les deux cas les manières de découper et d'abattre les piliers.

En résumé, on pourra enlever, à l'aide de ces méthodes de dépilage, toutes les portions de couche comprises dans les huit étages indiqués par la coupe (fig. 36), et la couche sera exploitée aussi complétement que dans la méthode par gradins renversés, sans autres remblais que ceux qui sont nécessaires pour construire les murs, et sans autres boisages que ceux qui sont indiqués pour protéger les mineurs. Ces bois sont d'ailleurs enlevés en partie lorsque les mineurs se retirent et peuvent servir plusieurs fois.

Cette méthode est entièrement basée sur l'inclinaison de la couche et sur la faculté de faire descendre naturellement les déblais supérieurs dans les tailles.

Lorsqu'une couche n'a plus que 35 degrés ou au-dessous d'inclinaison, elle est en *plateure*. Les charbons abattus ne des-

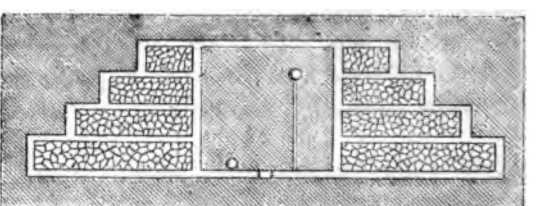
cendent plus naturellement des tailles vers la voie de fond, il faut les y transporter. Si la couche est peu puissante, les voies dans lesquelles on doit circuler doivent être exhaussées par le coupage du toit ou du mur. Dans ces allures en plateures, les remblais pèsent peu sur les bois, mais le toit est d'un soutènement plus difficile. La méthode le plus souvent employée est celle des *gradins couchés* poursuivis suivant la direction de la couche.

Gradins couchés. — Les *gradins couchés* sont employés dans les couches minces du nord, mais il ne conviendrait pas à une couche de plus de $1^{m},50$, à moins qu'elle ne fournît par le triage une très-grande proportion de déblais. Dans les couches ordinaires, qui ont 1 mètre au plus, on fait le havage au mur, on entaille ensuite le toit pour y chasser des coins, et faire ainsi tomber à la fois toute l'épaisseur de la couche. Ce mode d'abatage fournit les remblais nécessaires.

L'avantage spécial des gradins couchés (souvent appliqués dans les houillères de Mons et de Valenciennes où les *plats* passent si souvent aux *droits* et réciproquement), c'est que, l'exploitation pouvant se faire par gradins couchés dans les plats, et par gradins renversés dans les droits, le changement d'allure de la couche n'oblige pas à changer la marche du travail. On continue à suivre cette méthode lors même que la couche ne fournit pas assez de remblais; à défaut de remblais, on soutient le toit par une grande quantité de bois et l'on enlève une partie de ces bois lorsqu'ils se trouvent à une certaine distance des tailles, de manière à laisser le toit briser les bois qui restent et s'affaisser le mur.

Dans une exploitation par gradins couchés (fig. 39), après avoir atteint une couche par les puits d'extraction et d'aérage, on pousse de chaque côté les galeries d'allongement; puis, laissant un certain massif de charbon intact autour des puits afin de ne pas en altérer la solidité, on ouvre des ateliers d'abatage par gradins suivant la direction de la couche. Ces ateliers s'éloignent de plus en plus des puits. Pour économiser les rem-

blais et en même temps pour faciliter les transports, on ménage, vis-à-vis les gradins, des galeries de roulage qui suivent tantôt la direction de la couche, tantôt des lignes diagonales entre la direction et l'inclinaison.


Fig. 39. *Plan d'une exploitation par gradins courbés.*

Les galeries de direction ou *costresses* ménagées dans les remblais servent à conduire les charbons des tailles à la descenderie où on les fait descendre suivant l'inclinaison de la couche jusqu'à la voie de fond; les galeries diagonales ou *thiernes* conduisent directement à la voie de fond.

Une méthode que l'on peut appeler *par gradins couchés en montant* a été appliquée dans les pays de Mons et de Liége et décrite par M. Wellekens. Elle est rationnelle, et nous donnerons, d'après M. Wellekens, quelques détails qui auront l'avantage de préciser à la fois les conditions générales d'une exploitation en plateure, en même temps que celles d'un cas particulier, celui de l'exploitation d'une couche de $1^{m},25$.

La figure 40 indique les conditions graphiques de la méthode. Ces conditions ne diffèrent pas sensiblement de celles qui résultent de la méthode ordinaire par gradins couchés. La galerie de roulage est à l'aval pendage, la voie d'air à l'amont pendage; l'inclinaison de 33 degrés, et la distance comprise entre les deux voies de 95 mètres.

La largeur de chaque gradin est de 32 mètres, divisée en deux parties égales de 16 mètres chacune. Au centre se trouve la cheminée ou galerie montante par laquelle s'écoulent les produits qui doivent arriver à la voie de roulage, où ils sont chargés sur des waggons qui les conduisent jusqu'au jour.

De deux tailles en deux tailles, on conserve dans les remblais une cheminée dite de service, affectée spécialement au

transport des bois et à la circulation des ouvriers, les cheminées centrales étant exclusivement réservées à l'écoulement du charbon.

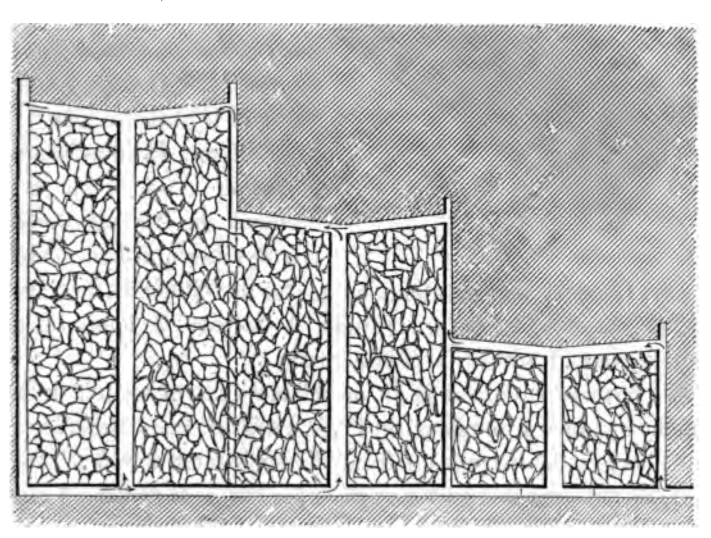


Fig. 40. *Tailles d'exploitation par gradins couchés en montant.*

Une double pente existe des deux extrémités de chaque taille ou gradin vers le point central d'écoulement, disposition qui a pour effet de faciliter le transport vers l'orifice supérieur de la cheminée, et qui permet de profiter des clivages naturels de la couche dans le but d'obtenir un arrachement plus aisé. La différence de hauteur entre les extrémités et le centre de la taille est de 2 mètres suivant l'inclinaison.

La figure 41 indique les conditions de composition, de puissance et d'inclinaison de la couche. La puissance est de $1^{m},25$, y compris un lit de schiste friable (*havage*) de 25 centimètres au toit, et un lit semblable de 10 centimètres d'épaisseur au mur. La couche de charbon pur comprise entre ces deux lits est donc de 90 centimètres. Il existe, à 45 centimètres dans le mur de

la couche, une veinette de charbon de 5 centimètres d'épaisseur.

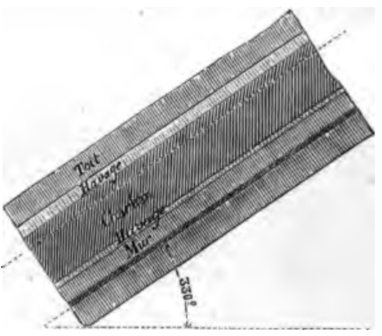


Fig. 41.

Le travail est divisé en deux parties distinctes : 1° le havage et le remblayage qui s'exécutent dans le poste de nuit ; 2° l'abatage qui se fait dans le poste de jour.

La figure 42 représente la coupe d'une taille au moment où elle est livrée aux haveurs qui descendent le soir. Chaque taille montante ou gradin de 32 mètres de front occupe, pendant ce poste de nuit, 4 haveurs, 2 boiseurs, 4 remblayeurs, 1 serveur et 2 bosseyeurs.

Les haveurs entaillent le lit de schiste existant au toit de la couche sur une profondeur de $1^{m},50$ environ. Pour atteindre à une plus grande distance du front d'arrachement mis à découvert, ils enlèvent une partie du lit supérieur de la couche, d'une épaisseur de 15 centimètres, et placent de petits étais s'appuyant sur la couche par la partie inférieure et serrés contre le toit par un coin. Ils ménagent aussi de petits piliers derrière lesquels le havage est enlevé, de manière à consolider la partie du toit mise à découvert (voir ci-après la figure 43). La petite quantité de houille provenant de ce travail est déposée dans la taille.

Des étais sont placés du toit au mur, devant le massif de houille, au-dessus duquel le havage doit avoir lieu. Des bois de garnissage disposés transversalement au mur de la couche, s'appuyant sur les étançons, forment un rebord qui maintiendra plus tard le havage du mur ; d'autres garnissages sont placés de manière à soutenir la tranche du massif de houille.

Les remblayeurs enlèvent ce qui reste du lit de havage, laissé au mur par le remblayeur du jour (fig. 42); ils remplissent les vides à l'aide des remblais fournis par les haveurs. Avant de quitter la taille, ils disposent une planche appuyée sur les étan-

çons, afin de retenir une couche de schiste menu qui facilitera la circulation dans la taille pendant le jour (fig. 43). Les boiseurs enlèvent les bois toutes les fois qu'ils ne sont pas nécessaires pour maintenir la roche.

Les bosseyeurs prolongent la galerie montante de toute la longueur de l'avancement journalier; ils enlèvent au pic la portion du mur comprise entre le havage inférieur et la veinette de 5 centimètres. Les pierres provenant de ce travail servent à faire les murs de la voie montante, qui est boisée par des cadres espacés de $1^m,20$. Cette voie a une largeur de $2^m,40$, et pour hauteur $1^m,70$, distance comprise entre le toit et la veinette du mur (fig. 44).

Le travail de jour obtiendra une quantité de houille d'autant plus grande, que celui des haveurs a facilité un abatage rapide. Chaque taille est occupée, pendant ce poste, par 1 chef de taille, 2 houilleurs, 1 boiseur, 1 remblayeur, 2 traîneurs, 2 chargeurs et 1 serveur; ensemble 10 ouvriers.

Les mineurs débarrassent les garnissages qui soutiennent le front de taille et détachent la houille en morceaux aussi gros que possible, qu'ils découpent ensuite s'il en est besoin. Ils placent des étançons partout où l'avancement de la taille l'exige. Ils ont soin de ne pas mélanger le havage du mur avec le charbon, et, lorsque ces schistes sont découverts, ils les enlèvent et les rejettent dans les remblais.

La figure 42 indique l'état de la taille avant le travail des haveurs et par conséquent après l'abatage du charbon; la figure 43 indique l'état de la taille après le travail des haveurs, au moment où le poste de jour des houilleurs entre en fonctions. Enfin la figure 44 est une coupe passant par la voie montante au milieu de chaque taille, et indique à la fois le travail effectué par les bosseyeurs et l'installation du frein du plan automoteur qui sert à descendre les charbons sur la voie de fond.

Cette méthode peut présenter des avantages dans certains cas de puissance et d'inclinaison qui se rapprochent de ceux qui existaient dans la couche précitée; mais, dans la plupart des

cas, et surtout lorsque la puissance est faible, les ouvriers sont mieux placés en direction qu'en montant, et la méthode par gradins couchés en direction est la plus rationnelle.

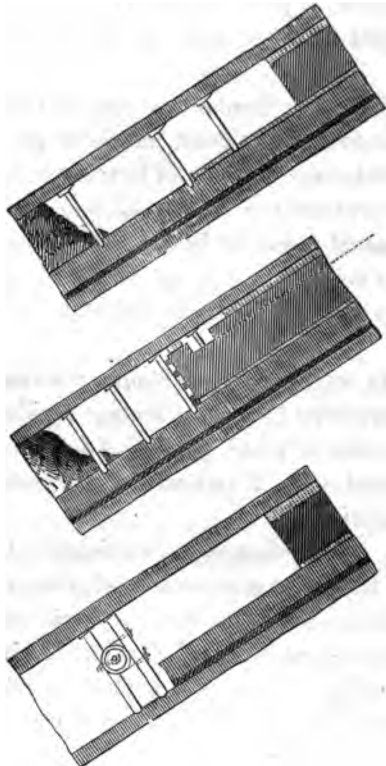


Fig. 42, 43, 44.

Quelle que soit la méthode employée, c'est à l'ingénieur d'étudier attentivement la composition de la couche, la nature du toit et du mur, à choisir le mode de havage et d'abatage, de manière à obtenir la double condition d'un travail rapide et d'un produit aussi favorable que possible à la vente.

Grandes tailles. — La méthode par *grandes tailles* s'applique surtout dans le cas où la couche a une puissance assez considérable pour qu'on puisse l'abattre sans être obligé d'entailler le toit ou le mur pour le traçage des voies ; lorsque, par exemple, la puissance dépasse $1^{m},30$.

On commence à isoler, par le traçage des voies, des massifs de grande dimension. Ces traçages se font en ouvrant des tailles de 4 à 5 mètres de largeur, dont on remblaye une partie de manière à consolider les voies qui doivent subsister pour le service des transports ou pour l'aérage.

Après avoir isolé les massifs par deux systèmes de galeries et mis à découvert une partie suffisante de la couche, on attaque ces massifs de front, les ouvriers étant protégés par plusieurs lignes de bois et les déblais étant disposés en murs ou en

tas, derrière ces lignes de bois, de manière à soutenir le toit.

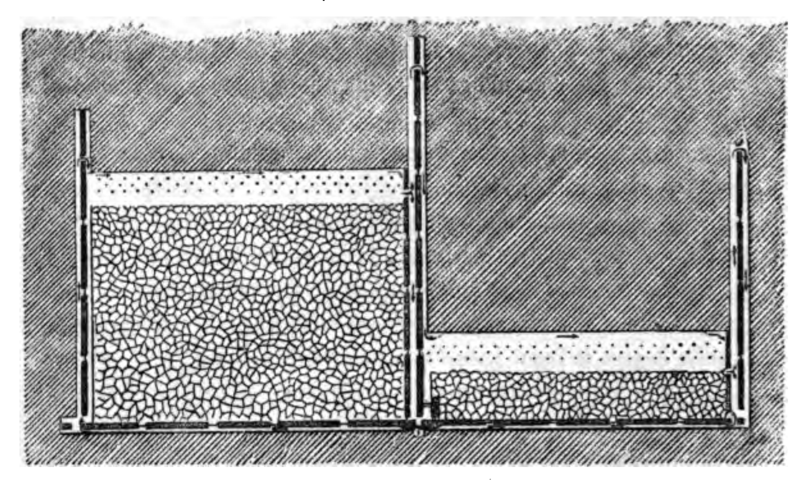
Les tailles doivent être dirigées de telle sorte que l'inclinaison ne gêne pas le travail. Ainsi, dans des couches dont l'inclinaison est au-dessous de 20°, on peut les conduire indifféremment suivant la direction ou suivant l'inclinaison; mais, si l'inclinaison est entre 20° et 35°, il faut choisir une ligne diagonale, pour que les ouvriers n'éprouvent pas de difficulté à monter en avançant dans la taille.

La dimension des tailles dépend uniquement du nombre d'ouvriers qu'on veut employer. Dans l'exemple représenté ci-après (fig. 45), elles ont seulement 45 mètres; il en est qu'on mène sur 100 et 150 mètres de front. Lorsque les tailles ont plus de 50 mètres de front, il faut avoir soin, en entassant les déblais entre les bois, d'y ménager plusieurs voies pour le roulage de la houille depuis le front jusqu'à la galerie de service.

Lorsque le déblai manque, on emploie ce qu'on peut en obtenir pour faire des murs qui soutiennent les voies de roulage, et, dans l'intérieur des tailles, on se contente de faire des tas coniques, sur lesquels le toit s'affaisse lentement. Si le remblai est insuffisant, même pour cette disposition, on se borne à faire des tas dont la hauteur est dépassée par les bois qu'on laisse dans les travaux; à mesure que la taille avance, les bois cèdent à la pression croissante du toit, qui s'affaisse sur les tas de déblais. Si, par suite de cet affaissement, les galeries de traînage deviennent trop basses, on entaille le toit pour leur conserver une hauteur suffisante.

C'est ainsi qu'on exploite à Sarrebruck des couches de 1^{m},60 à 2 mètres de puissance, et la figure 45 indique les dispositions adoptées. Les voies de service sont soutenues par les lignes de murs, en sorte que les affaissements ne se font que sur les espaces marqués en remblais. Des murs de soutènement sont également construits suivant l'axe des galeries de traçage qui isolent les massifs; de distance en distance ces murs présentent des interruptions qui sont fermées par des portes destinées à diriger la circulation de l'air. Le front des tailles est protégé par trois

lignes de bois qu'on retire à mesure qu'on avance, de manière à laisser le toit s'affaisser. Ces tailles n'ayant que 45 mètres de front, on n'a pas ménagé de galeries dans les remblais pour le


Fig. 45. *Plan d'une exploitation par grandes tailles.*

transport des parties abattues vers le milieu; mais c'est une disposition que l'on doit prendre dans les tailles qui ont un front plus considérable. Ces galeries ménagées au centre des déblais facilitent le transport vers le puits d'extraction.

Le procédé des galeries et piliers se divise, pour la houille, en deux méthodes : celle des massifs longs et celle des massifs courts.

Exploitation par massifs longs. — Les *massifs longs* consistent en une série de tailles menées parallèlement et laissant entre elles des massifs pleins ou piliers longs qui les séparent dans toute leur étendue, disposition indiquée par la figure 46. Si le toit est solide, ces tailles auront, par exemple, 8 à 12 mètres de front, et l'on donnera 4, 6 ou 8 mètres aux piliers, suivant la consistance de la houille.

Les tailles sont menées suivant la direction ou suivant des dia-

gonales; on les isole de la voie de roulage par un massif plein ou remblayé avec soin. Les remblais fournis par l'exploitation sont disposés au milieu des tailles en deux murs parallèles, de ma-

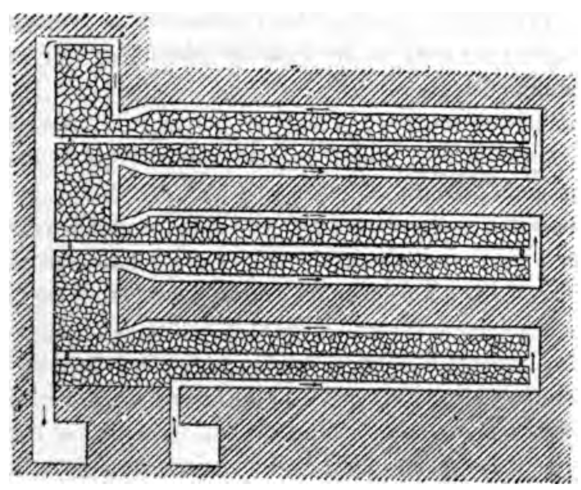


Fig. 46. *Plan d'une exploitation par massifs longs.*

nière à laisser deux galeries suivant les piliers : on ménage également une troisième galerie entre les deux autres, et c'est cette galerie qui sert au roulage, celles qui suivent la houille des piliers étant consacrées à l'aérage.

Lorsqu'on a poussé les tailles aussi loin que possible des puits de service, on enlève les piliers en battant en retraite, c'est-à-dire en commençant à dépiler les parties les plus éloignées. Ces piliers sont attaqués, et la houille enlevée est successivement remplacée par des bois que l'on retire en partie à mesure que l'on s'éloigne. Dans certains cas, le toit n'étant pas assez solide pour qu'on puisse dépiler complétement, on se contente de recouper les piliers longs, dont on n'enlève que le tiers ou la moitié, et l'on abandonne le reste dans la mine.

A Liége, la méthode par massifs longs a été très-répandue, et on l'emploie encore dans quelques houillères très-chargées

de grisou. On exploite par tailles de 12 mètres séparées par des massifs de 4 à 8 mètres, et quelquefois on remblaye en partie avec des menus sans valeur qu'on tasse entre des murs de déblai. Il est essentiel, lorsqu'on procède ainsi, de prendre les plus grandes précautions, pour éviter l'inflammation spontanée de ces menus; à cet effet, on les isole du contact de l'air par des murs enduits d'argile.

L'avantage principal de la méthode par massifs longs est l'isolement des chantiers, condition avantageuse dans le cas d'inflammation du grisou.

Exploitation par massifs courts. — Les *massifs courts* ne sont que les piliers ordinaires, mais avec quelques dispositions particulières. Il y a, en effet, deux manières de procéder : si l'on manque absolument de remblai et si la houille n'a qu'une faible valeur, on perce les galeries croisées de 3 à 4 mètres de large, en ne donnant aux piliers que les dimensions strictement nécessaires pour supporter la pression du toit; puis on se retire en abandonnant les piliers, c'est-à-dire environ le tiers de la couche. Si l'on veut, au contraire, tout enlever, et si l'on peut se procurer quelques remblais, soit par le triage intérieur, soit même en les faisant descendre de l'extérieur, on laisse un grand excédant de force aux piliers en leur donnant, par exemple, 10 mètres dans le sens de la direction et 20 mètres dans le sens de l'inclinaison, puis on procède au dépilage. Ce dépilage doit se faire en commençant par les points les plus éloignés des puits d'extraction. On enlève ainsi à peu près tous les piliers, qui, en vertu de leur force, n'ont pas eu à souffrir de la pression du toit et fournissent du charbon presque aussi gros et aussi dur que les tailles au massif.

Si la mine est sujette au grisou, on divise l'espace découvert par les galeries d'allongement et de traverse en *compartiments* isolés les uns des autres.

La figure 47 représente la division en compartiments dans une couche horizontale. Une galerie partant des puits d'extraction, protégée par deux lignes de piliers longs marque l'axe du

champ d'exploitation. Ce champ est ensuite divisé en compartiments, isolés les uns des autres par des massifs de réserve

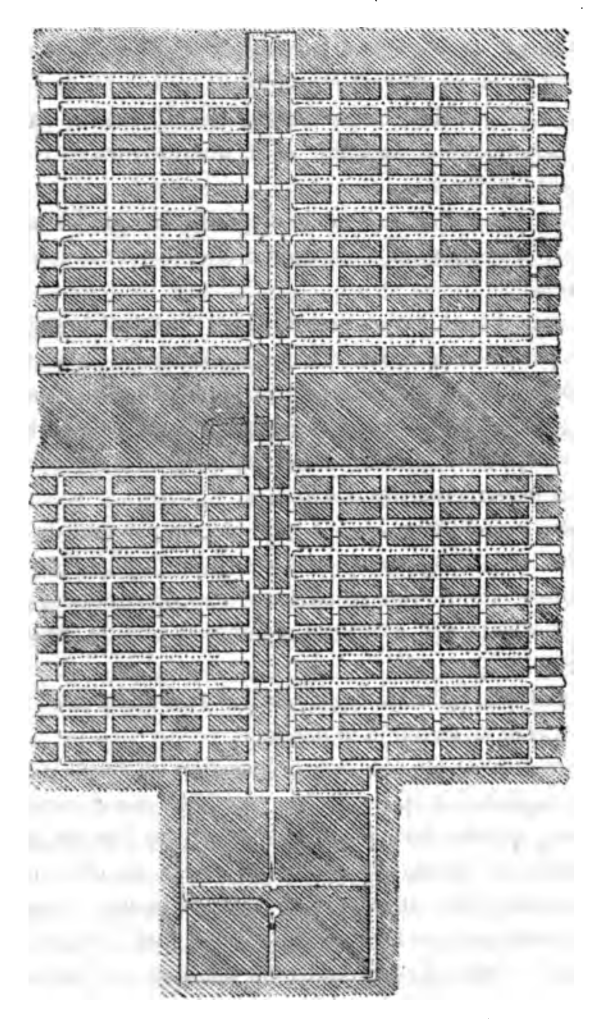


Fig. 47. *Plan d'une exploitation par piliers et compartiments.*

dans lesquels on ne pratique que les galeries strictement nécessaires pour le service. Ces galeries sont fermées par des

portes et peuvent l'être par des murs aussitôt qu'un danger se déclare par la présence des eaux ou des gaz.

Ce traçage une fois fait, on procède au dépilage de chaque compartiment, en respectant les massifs et piliers qui servent à l'isolement et qui ne doivent être détruits qu'à la fin de l'exploitation. Les piliers des compartiments ont 10 mètres entre les galeries parallèles à la direction, et 20 mètres entre les recoupes qui suivent l'inclinaison.

Les recoupes se font suivant la diagonale lorsque les montées passent 20° d'inclinaison, ainsi qu'il a été dit pour les méthodes précédentes.

Un champ d'exploitation présente bien rarement la régularité indiquée par le croquis fig. 47. Les ondulations du plan de la couche et ses accidents déterminent le plus souvent des tracés sinueux ; mais, ce type une fois pris pour point de départ, il est facile d'y rapporter la méthode suivie, malgré les sinuosités des galeries et les irrégularités des limites.

Conduite des dépilages. — L'exploitation par massifs courts est la plus répandue, lorsque les couches ont plus d'un mètre de puissance ; elle n'exige en effet que peu de remblais, peu de bois, et présente des avantages nombreux sous le rapport de l'abatage.

Cette méthode présente deux périodes très-distinctes : le *traçage* ou travail au massif et le *dépilage*.

Le traçage n'est plus ici une préparation de voies, c'est une véritable exploitation qui doit être conduite avec d'autant plus d'attention, qu'elle dure jusqu'au moment où l'on est parvenu à l'extrémité du champ d'exploitation ; c'est, en effet, lorsque cette extrémité a été atteinte, d'un côté du moins, et que tout travail de traçage a été terminé de ce côté, que l'on peut battre en retraite, c'est-à-dire procéder au dépilage en commençant par les piliers les plus éloignés du puits d'extraction.

Les conditions à déterminer dans un traçage se rapportent principalement aux dimensions à donner aux galeries et aux piliers.

En ce qui concerne les galeries, elles doivent avoir toute la largeur que comporte la solidité du toit, depuis 2 jusqu'à 5 mètres; leur hauteur est celle de la couche, et, s'il y a un faux toit, ou des nerfs qui fournissent des remblais, on en fait des murs de soutènement partout où cela peut être utile. L'attaque du charbon se fait par un havage placé au milieu de la couche, s'il n'y a pas d'autre position déterminée par un lit de gore ou d'escailles; le charbon havé est ensuite détaché par des entailles latérales, de manière à être facilement détaché par l'action des coins et des leviers. Dans quelques cas, lorsque le charbon est dur sans délits et qu'il ne dégage pas de grisou, on se sert de la poudre.

Quant aux piliers, on doit en principe leur donner de grandes dimensions, 20 ou 25 mètres de côté, de telle sorte que le travail au massif ne représente pas le cinquième de la couche. Ces piliers seront carrés, si la couche est horizontale; mais, si elle est inclinée, on leur donnera une plus grande longueur suivant l'inclinaison que suivant la direction; ils auront, par exemple, 20 mètres sur 40, 25 mètres sur 50. Cette disposition empêche le glissement des piliers.

Il est beaucoup d'exploitations où l'on ne donne pas aux piliers les dimensions que nous venons d'indiquer, et les motifs sont faciles à expliquer. La période du dépilage ne peut être commencée que par les piliers extrêmes, lorsqu'on sera arrivé à la limite du champ d'exploitation; pendant toute la période du traçage, on n'a donc pour obtenir du charbon que les chantiers au massif. Ces chantiers fournissent au plus 20 hectolitres par mineur à la veine, et, lorsque la demande est pressante, on se laisse trop souvent aller à les multiplier en recoupant, par exemple, les piliers en deux; procédé répréhensible à deux points de vue : 1° il affaiblit le soutènement général de l'exploitation, détermine une grande pression sur les piliers, dont l'enlèvement sera à la fois plus difficile et moins productif, attendu que les piliers qui ont souffert ne produisent guère que des charbons menus; 2° comme le travail au dépilage est beaucoup moins coû-

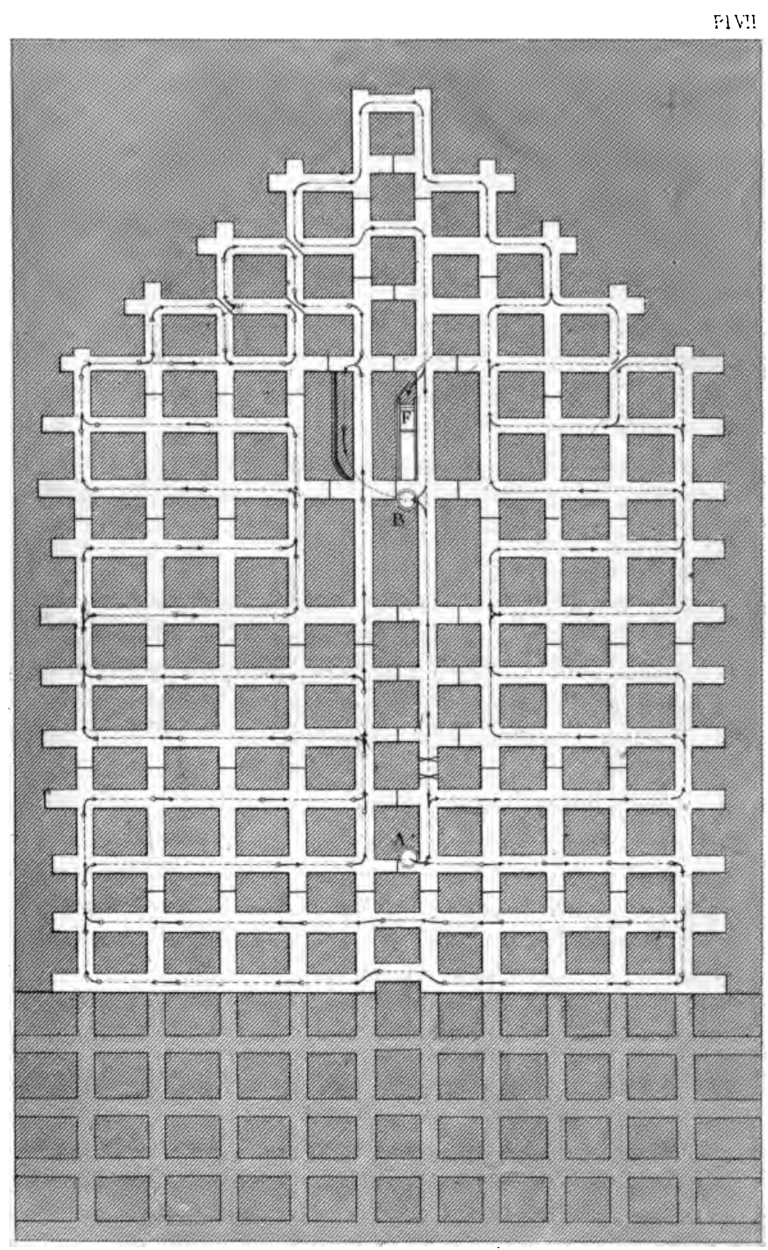
teux qu'au massif, l'opération est onéreuse, puisqu'on prend par un travail prématuré un massif de charbon que l'on eût obtenu à meilleur compte en attendant la période du dépilage; 3° enfin, le dépilage de piliers affaiblis se trouve dans des conditions telles, que le charbon y revient beaucoup plus cher. On s'en rendra facilement compte en examinant la marche et les conditions d'un dépilage.

Un champ d'exploitation se trouve généralement limité par un accident, tel qu'un *crain* ou une *faille* dont la ligne irrégulière et ondulée interrompt la couche. Les galeries de traçage sont venues buter contre cette limite naturelle et s'y sont arrêtées, il s'agit de commencer le dépilage. On attaque d'abord les piliers les plus éloignés du puits d'extraction, parce que, le dépilage ne laissant derrière lui que des terrains qui s'affaissent sur le mur de la couche, ou sur des remblais qui se tassent, on ne peut maintenir les voies de roulage et d'aérage dans les espaces dépilés, maintien qui serait très-coûteux et sans utilité.

Le dépilage est donc un déhouillement général et un abandon progressif des surfaces tracées : c'est, suivant l'expression des mineurs, battre en retraite en déhouillant progressivement tout le champ d'exploitation.

Pour effectuer cette retraite sans perdre de charbon, il faut déterminer, dans le champ tracé, une ligne de dépilage que l'on suit aussi régulièrement que possible, de telle sorte que la ligne d'affaissement du toit suive régulièrement en arrière, et que les piliers ne cessent pas de se soutenir les uns les autres. Il est évident qu'un ou plusieurs piliers, qu'on laisserait isolés en dehors de cette ligne, auraient un effort énorme à supporter et seraient perdus pour l'exploitant. La régularité de la marche est donc une condition indispensable.

Les ouvriers attaquent simultanément, et par le côté des affaissements, les piliers désignés; leur travail porte sur des surfaces dégagées par les galeries de traçage, de sorte qu'ils marchent beaucoup plus rapidement que dans le travail au massif. L'abatage ne présente donc aucune difficulté; celle qu'ils ont à



Exploitation par Galeries et Piliers
à Newcastle

Pag 139

combattre est l'irrégularité de l'affaissement. Tantôt le toit se soutient sur des distances considérables, circonstance souvent inquiétante, parce que l'affaissement se produit subitement et avec une force irrésistible; d'autres fois l'affaissement est au contraire trop immédiat et tend à trop resserrer les mineurs contre le front d'abatage.

Dans les deux cas on protége les fronts d'abatage par des bois de soutènement et des murs de remblais. Si le toit se maintient bien, dès que l'on en prévoit la chute possible, on construit devant le front d'abatage un mur solide en pierres sèches fournies par le triage, et ce mur suffit pour garantir les mineurs; si, au contraire, le toit tend trop à s'affaisser, on le soutient par des bois entre lesquels on dispose des piliers en remblais. Dans les deux cas on arrive à régler les écrasées, et l'on assure la sécurité convenable aux ouvriers qui dépilent. Inutile de dire que ces murs et ces bois de soutènement sont, en outre, disposés de manière à protéger le maintien des voies de roulage et d'aérage.

La planche VII, qui représente une exploitation en cours de traçage au nord et de dépilage au midi, indique à la fois la disposition des tailles d'avancement, du traçage et la ligne régulière du dépilage. Cette couche est supposée horizontale.

Si on exploite une couche inclinée, on devra évidemment commencer le dépilage par les piliers de l'amont pendage, de manière à maintenir en terrain ferme les voies de roulage principal établies au niveau d'extraction. Quelques détails plus précis, que nous donnons plus loin sur le dépilage des couches puissantes, dépilage plus difficile que celui des petites couches, compléteront d'ailleurs ce qui vient d'être exposé.

En suivant cette série des méthodes applicables aux couches de faible puissance, on arrive naturellement à se demander quel est le minimum de puissance exploitable, minimum devant lequel doivent nécessairement s'arrêter toutes les méthodes.

Lorsque l'inclinaison est au-dessus de 35°, les mineurs peuvent assez facilement passer entre toit et mur dans des tailles très-surbaissées. 30 centimètres de puissance, avec la possibilité

d'un havage de 10 centimètres, donneront une ouverture de 40 centimètres dans les tailles. On peut, dans ce cas, exploiter avec avantage, surtout si la couche est bien pure, facile à détacher et se débite en gros; on obtient en effet plus de 400 kilog. de charbon par mètre carré de houille, et avec ce produit on peut faire face aux dépenses des tailles, des voies, du roulage et de l'extraction.

Mais, lorsque l'inclinaison est très-faible, de 0 à 20° par exemple, les méthodes deviennent d'une application très-difficile dans des couches de 30 centimètres d'épaisseur, par la presque impossibilité de circuler dans des tailles qui n'ont guère que 40 centimètres d'ouverture. Dans ce cas, à partir de la voie de roulage, on est obligé d'ouvrir des montages qui entaillent le toit ou le mur, de manière à avoir environ $1^{m},20$ de hauteur, et qui sont espacés de 5 à 6 mètres seulement. Puis, à partir de ces montages, on enlève la houille à droite et à gauche, par le travail dit *à col tordu*, c'est-à-dire en se glissant dans ces tailles étroites et agissant avec des rivelaines. C'est une sorte de méthode par galeries et piliers.

En résumé, on peut dire que, pour les couches dont la puissance est au-dessous de 1 mètre et qui sont inclinées de moins de 35°, les méthodes par gradins couchés ou par gradins en montant sont en quelque sorte les seules applicables, parce que ce sont les plus économiques, sous le rapport de l'établissement des voies nécessaires au roulage et à l'aérage. Au-dessus d'un mètre de puissance, les voies n'exigent plus de dépenses supplémentaires, et, dès lors, on peut exploiter par grandes tailles, par massifs longs ou massifs courts, suivant les procédés que nous venons de décrire.

EXPLOITATION DES COUCHES PUISSANTES.

La houille se présente quelquefois en couches de plus de 3 mètres de puissance, et les méthodes doivent dès lors se mo-

difier pour arriver au bon aménagement, qui est, dans ce cas, la condition essentielle à remplir ainsi que la sécurité des chantiers.

Les méthodes indiquées précédemment se résument en deux manières bien différentes de procéder : *sans remblais* ou *avec remblais ;* c'est-à-dire en laissant le toit s'ébouler et s'affaisser sur le mur, après l'enlèvement du charbon; ou bien en remplissant avec du remblai les vides faits par l'exploitation.

Exploitation sans remblais. — Nous exposerons d'abord la méthode sans remblais qui est appliquée à l'une des couches de Blanzy, sur la composition et l'allure desquelles nous avons déjà donné quelques détails dans le premier volume.

La puissance moyenne de cette couche est de 10 à 12 mètres; son inclinaison varie depuis 10° jusqu'à 35°. Cette couche, représentée (fig. 48), est divisée en trois parties distinctes par deux barres de schiste placées en moyenne, l'une à 4^{m},50 du toit, l'autre à 6 mètres du mur; de telle sorte que, n'ayant chacune que 0^{m},30 d'épaisseur, elles sont elles-mêmes séparées par environ 1^{m},50 de houille.

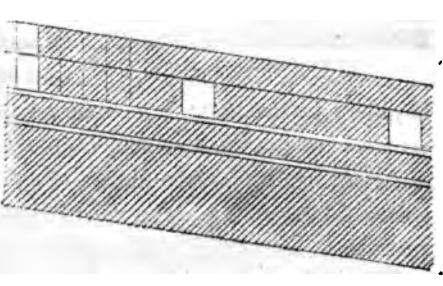
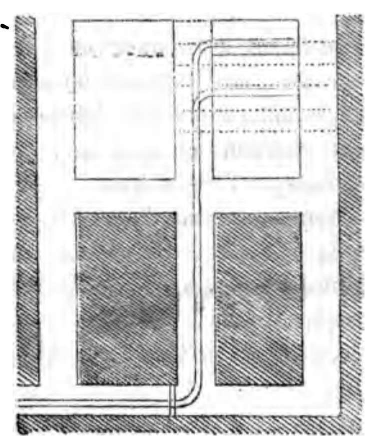


Fig. 48.

L'exploitation est d'abord commencée sur la première barre par massifs courts; les tailles ayant 4 mètres de largeur et 2^{m},50 de hauteur, les piliers ayant 12 mètres en direction et 25 mètres suivant l'inclinaison. Après cette première division, qui n'est en quelque sorte qu'un travail préparatoire, on attaque à la fois les piliers et le rabatage de 2 mètres laissé au couronnement des galeries.

Supposons quatre piliers (fig. 49) situés vis-à-vis des éboulements qui suivent la ligne du nord. On attaque les piliers les plus rapprochés des éboulements et du côté qui leur fait face

par des havages suivis de l'abatage de la houille sur la hauteur de $2^m,50$. Des lignes de bois sont établies pour soutenir le toit auquel adhère le reste de la couche. Pendant que deux mineurs commencent le troisième havage, deux autres, montés sur des chevalets, placent des coups de mine au toit de la couche (fig. 50) ; ces coups de mine ont $1^m,50$ à 2 mètres de profondeur, ils sont chargés d'un demi-kilogramme de poudre et doivent déterminer la chute de tout le couronnement au moment où les havages auront avancé de 2 mètres dans le pilier. Le *rabatage*, c'est-à-dire l'abatage du couronnement, est ainsi conduit aussi carrément que possible à 4 mètres de distance du front d'abatage du pilier, et tout le pilier se trouve abattu par sections rectangulaires menées parallèlement à la direction.


Fig. 49. *Dépilages de Blanzy.*

Le toit des excavations se soutient assez bien, et après un avancement de 4 mètres on attend sa chute, qui arrive au bout de deux ou trois jours ; plus il tarde à tomber, et plus il faut redoubler de précautions, parce qu'il doit céder tout à oup . Lorsque les ouvriers sont au travail, l'oreille est pour eux le meilleur moyen de surveillance ; ils entendent très-distinctement les roches se fissurer avant de tomber, et il est très-rare qu'un écrasement se produise sans avoir *averti*.

Un pilier de 12 mètres sur 25 mètres, y compris le rabatage, peut occuper pendant 50 à 60 jours 4 mineurs faisant 50 hectolitres par jour. Ces mineurs posent les bois et font suivre le chemin de fer à mesure qu'ils avancent, ainsi qu'il est indiqué figure 49.

Lorsque le pilier est enlevé, on ferme l'entrée des galeries de

traverse par de bons murs, afin que les éboulements, qui vont se propager lorsqu'on enlèvera le second pilier, ne les envahissent pas. Lorsque enfin on est parvenu, dans une série de piliers, jusqu'à la galerie d'allongement consacrée au service, on l'isole complétement des dépilages par un nouveau mur, en ayant soin de les garnir tous d'argile, afin d'empêcher le feu de se développer dans les menus et les houilles de mauvaise qualité que le triage a fait abandonner.

On peut donc ainsi, par le dépilage et le rabatage, enlever la houille sur toute son épaisseur de 4m,50 au-dessus de la première barre.

L'enlèvement de ce premier étage terminé, il reste encore à exploiter plus de la moitié de la couche, pour laquelle on procède

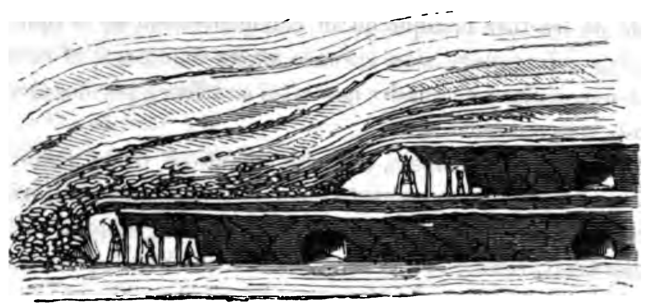


Fig. 50. *Dépilage en deux étages de la couche de Blanzy.*

ainsi qu'il suit. Après avoir laissé les déblais de l'étage supérieur se tasser pendant environ deux années, les travaux préparatoires sont ouverts dans l'étage inférieur sur le mur de la couche. Ces travaux consistent en une galerie d'allongement et en traverses pratiquées de 10 mètres en 10 mètres, mais seulement à mesure que les dépilages avancent, afin de ne pas altérer d'avance la solidité de la houille. Dans ce but, on laisse aux piliers toute la longueur des traverses. La difficulté principale était d'atteindre les rabatages ; mais ce travail s'exécute très-bien en un ou deux gradins qui se suivent à une distance horizontale d'environ

4 mètres et qui se rabattent à l'aide de coups de mine, que percent les ouvriers montés sur des chevalets (fig. 50).

Les écrasées sont beaucoup moins dangereuses dans cet étage que dans l'étage supérieur, parce qu'on est en quelque sorte maître de les provoquer quand on le veut, et là où on veut. C'est ainsi que la connaissance du terrain, la régularité des travaux, rendent souvent faciles les opérations qui, au premier abord, paraissent entourées des plus grands obstacles. Le toit qui ne tombe qu'à des distances de 4 à 6 mètres dans l'étage supérieur suit de très-près les ouvriers dans l'étage inférieur; et ce mode de travail sous des roches fracturées, qui avait d'abord paru douteux, est exécuté depuis vingt ans avec un succès complet. A la surface, le terrain, lorsqu'il a une épaisseur de 30 mètres au-dessus de la houille, s'affaisse régulièrement et ne présente de fracture brusque qu'au commencement de la ligne du dépilage; la culture n'en éprouve aucun dommage, et ce n'est qu'à une épaisseur moindre que le sol se défonce par des éboulements en entonnoir.

La difficulté principale, dans les opérations de ce genre, est le danger du feu : on combat ce danger en isolant les déblais de chaque pilier abattu par des murs enduits d'argile qui bouchent toutes les traverses. Si cependant le feu se déclare, on abandonne un mur de houille de 3 à 4 mètres d'épaisseur suivant la direction ou l'inclinaison, en complétant par les mêmes moyens une fermeture absolue qui isole tous les déblais et étouffe le feu. Ces déblais ne tardent pas à se tasser; l'argile, transportée par les eaux d'infiltration, bouche les fissures et consolide le terrain, dans lequel on peut rentrer au besoin quelques années après.

Le détail des procédés d'abatage est subordonné aux conditions spéciales des roches, conditions très-variables dans chaque localité et dont la connaissance est essentielle pour la réussite de ce genre de travaux. Dans l'exemple précédent, les roches qui forment le toit de la houille sont solides et se soutiennent bien; la condition essentielle de la méthode est de savoir gouverner et

arrêter les écrasées par des murs de remblai lorsque ces roches se sont fracturées.

Dans certaines exploitations, à Sarrebruck et Rive-de-Gier, par exemple, les couches du toit sont moins dures, mais plus tenaces, plus liées entre elles, et jouissent d'une certaine élasticité qu'on a mise à profit pour les rabatages supérieurs. Ainsi, après avoir divisé et dépilé une tranche de $2^m,50$, prise au mur par les procédés ordinaires, on fait affaisser le terrain sur des meules de déblais compressibles ; cet affaissement se fait sans rupture au moyen du sacrifice de quelques bois, et l'on peut ensuite revenir en arrière pour enlever l'épaisseur laissée au couronnement.

Quelques couches puissantes ont été exploitées par des galeries croisées de 6 et 7 mètres de haut, pratiquées au moyen d'un abatage étagé en trois gradins droits ; mais cette méthode rend le dépilage impossible.

Exploitation par remblais. — L'exploitation d'une couche puissante, lorsqu'on laisse affaisser le toit, détermine nécessairement des crevasses et des affaissements à la surface du sol, et ces affaissements rendraient quelquefois l'exploitation onéreuse à cause des indemnités qui en seraient la conséquence. Il est en outre des qualités de houille facilement inflammables qui ne se prêteraient pas à une méthode dans laquelle l'inflammation spontanée a trop d'occasions de se produire. Dans ces divers cas, il faut nécessairement avoir recours aux remblais, c'est-à-dire remplacer la houille enlevée par un cube équivalent de terres, empruntées soit à l'intérieur dans des chambres d'éboulement, soit à l'extérieur. Les terres prises à l'extérieur sont jetées dans la mine par un puits spécial ou descendues en retour par les waggons qui servent à l'extraction du charbon.

Une fois le principe du remblai posé, les dispositions par lesquelles on peut successivement substituer le remblai à la houille enlevée sont très-variables. Toutes aboutissent au même résultat, la substitution successive d'une tranche de remblai à une tranche de houille enlevée. Lorsque l'inclinaison de la couche est telle, que l'on puisse percer suivant cette inclinaison des galeries directes ou

diagonales aisément praticables, c'est-à-dire jusqu'à 35°, la méthode la plus rationnelle est d'exploiter par tranches parallèles au plan de stratification de la couche et en commençant au toit. Si les remblais sont faits avec des terres un peu grasses, ces terres se compriment au dépilage et forment pour l'exploitation de la tranche inférieure un toit sûr et facile à soutenir. En général on réunit toutes les pierres que fournit l'exploitation pour en faire des murs entre lesquels on jette des terres grasses ainsi que les cendres et scories des fourneaux.

Lorsque les grandes couches de houille sont fortement inclinées, à 45, 60° ou même au delà, les difficultés de l'exploitation s'accroissent par la compressibilité des remblais.

La couche du Creusot, de 10 à 20 mètres de puissance et inclinée de 60 à 75°, quelquefois même verticale ou renversée, peut servir de type sous le double rapport du gisement et de l'exploitation. Nous emprunterons quelques détails à la des-

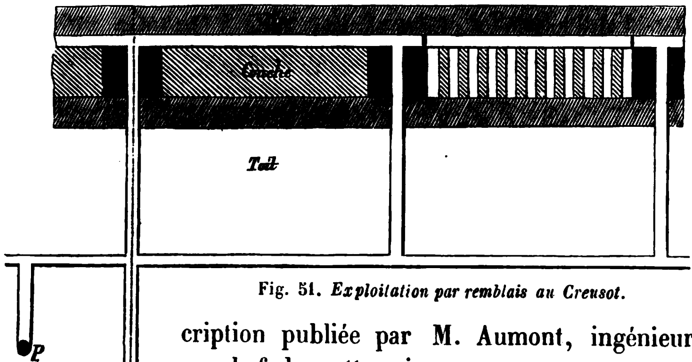


Fig. 51. *Exploitation par remblais au Creusot.*

cription publiée par M. Aumont, ingénieur en chef de cette mine.

Le puits d'extraction P (fig. 51) est placé à 50 ou 100 mètres de la couche et du côté du toit. Au niveau d'exploitation, une traverse va recouper le gîte jusqu'au mur. A la distance d'environ 20 mètres du toit, une galerie parallèle à la couche est percée de manière à en suivre toutes les inflexions; cette galerie est ensuite mise en

communication avec la couche par une série de traverses espacées d'environ 50 mètres.

Tels sont les travaux préparatoires indiqués par la figure 51, qui représente le plan d'un étage en exploitation.

L'exploitation commence par une galerie ouverte au mur de la couche ; elle a 2 mètres de hauteur sur 2 mètres de largeur, et doit être fortement boisée. A partir de cette galerie, un des compartiments de 50 mètres, circonscrit par les traverses, est recoupé par une série de galeries qui vont du mur jusqu'au toit ; elles ont 2 mètres de largeur et laissent entre elles 2 mètres de pilier. Ces galeries, une fois arrivées au toit, sont remblayées complétemenl, puis l'on enlève les piliers intermédiaires par d'autres galeries contiguës au remblai ; ces dernières galeries sont remblayées de même que les précédentes lorsqu'elles sont arrivées au toit.

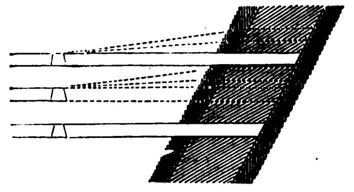


Fig. 52.

On voit dans la figure 51 qu'on laisse à droite et à gauche de chaque traverse qui recoupe la couche des piliers de réserve qui doivent rester tant que la traverse sert au roulage.

On arrive donc à enlever complétement, et par galeries contiguës, une tranche de houille de 2 mètres de hauteur ; cette tranche, se trouvant remplacée par du remblai qui se comprime peu à peu, se réduit à $1^{m},20$ de hauteur ; alors, la traverse est convertie en une rampe qui monte sur ces remblais (fig. 52). Pour cela, on abat le toit et l'on remblaye le sol de la galerie avec le produit de cet abatage.

Un puits spécial, indiqué par la figure 51, reçoit les remblais jetés du jour, et ces remblais sont conduits aux galeries de manière à obtenir une exploitation complète et aussi solide que possible. Après l'enlèvement d'une première tranche, on peut en attaquer une seconde superposée aux remblais de la première et la remblayer également.

Une troisième tranche est prise de la même manière, et ainsi

de suite, jusqu'à ce que, les traverses converties en rampes présentant des pentes trop rapides, on se décide alors à percer au toit une nouvelle galerie d'allongement parallèle à la couche et une nouvelle série de traverses. M. Aumont a espacé les étages de 6 mètres (fig. 52), de telle sorte que, le niveau superieur ayant été exploité le premier, les galeries de la troisième tranche exploitée viennent joindre les remblais superposés à leur faîte. Comme on ne monte pas sur la troisième tranche, qui se trouve au-dessous des remblais de l'étage supérieur, on s'abstient de remblayer la galerie de direction et les dernières galeries de recoupe.

En résumé, une série de galeries préparatoires sert à exploiter 6 mètres de charbon, ainsi que l'indique la figure 52, qui représente la coupe des ouvrages pris en travers par trois galeries superposées. En ayant soin de commencer par la partie supérieure, on évite le bris du charbon par son affaissement progressif sur les remblais comprimés, par conséquent on évite les feux qui sont un des plus grands obstacles à surmonter dans les exploitations de cette nature.

Lorsque le feu se déclare dans un des compartiments de 30 mètres, on construit deux barrages dans la galerie de direction ouverte au mur de la couche ; ces barrages s'appuient sur les piliers qui ont été conservés pour protéger les traverses, ils sont par conséquent solides et isolent le feu du reste de la mine, sans apporter aucune entrave à l'exploitation des autres compartiments.

Les exploitations par remblais s'exécutent à Blanzy par des travaux maintenus dans la couche et d'après les principes suivants : 1° éviter les galeries contiguës aux remblais, afin de ne pas avoir trop de frais et de difficultés d'entretien ; 2° verser immédiatement les remblais à leur place sans jets de pelle ; 3° se ménager les moyens de barrer et d'isoler un chantier, dans le cas où le feu viendrait à s'y déclarer.

On satisfait à ces conditions en ayant pour chaque dépilage deux galeries d'allongement : l'une est contiguë au toit de la

couche et prise au niveau inférieur : c'est la voie de réception et de roulage des charbons ; l'autre est contiguë au mur et située au niveau supérieur de l'étage, par exemple à 5 ou 10 mètres au-dessus de la précédente : c'est la voie qui sert à amener les remblais.

On se propose d'enlever tout le prisme de houille ainsi reconnu et préparé par deux galeries d'allongement ; la projection

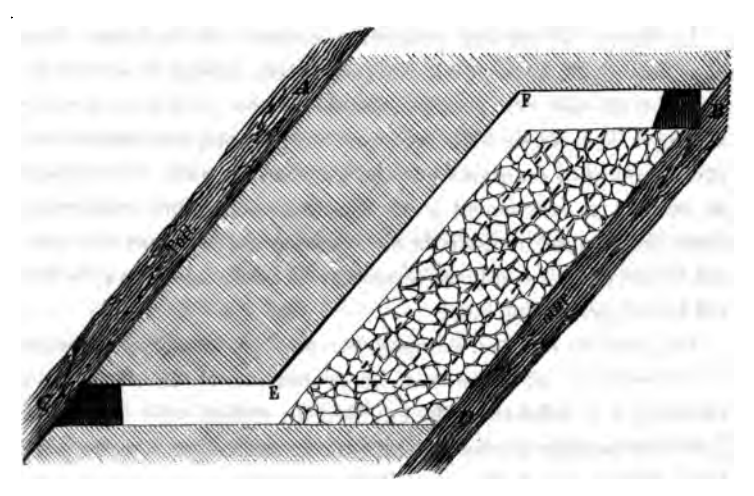


Fig. 53. *Exploitation par remblais à Blanzy.*

verticale de ce prisme A, B, C, D est représentée par la coupe (fig. 53). Pour cela, à l'extrémité du prisme à dépiler, une traverse C, D est menée du niveau inférieur jusqu'au mur de la couche, puis, à partir de l'extrémité, on établit un montage jusque vers la galerie supérieure. Ensuite, à partir de ce montage, on abat la houille qui en forme le toit, en remplaçant successivement la houille enlevée par les remblais qui sont versés de la galerie supérieure.

On enlève ainsi une tranche inclinée de houille qui a pour base la projection verticale A, B, C, D, et dont la largeur est d'environ 2 mètres ; on remblaye progressivement le vide pro-

duit par l'enlèvement de la houille. On attaque ensuite une seconde tranche contiguë, et l'on arrive, de proche en proche, à conduire le dépilage dans toute la longueur de l'étage dégagé par les deux galeries, en enlevant la houille par la galerie C, et versant par la galerie B les remblais qui lui sont successivement substitués. Inutile de dire que pendant l'exécution de ce travail on prend toutes les précautions de soutènement qu'exige la nature de la houille.

La figure 53 est une projection verticale de la forme d'un chantier. Cette forme varie dans ses détails suivant la nature du charbon et celle des remblais employés ; on peut par exemple découper le front de taille en forme de gradins, lui donner une inclinaison plus ou moins grande. Un chantier ainsi disposé peut se comparer exactement à un chantier par gradins renversés, dans une couche inclinée de 35 à 40 degrés ; seulement le mur est formé par les remblais versés par le haut, tandis que le toit est formé par le charbon.

On procède donc en coupant le massif par tranches inclinées et successives, en ayant soin de proportionner la hauteur du chantier à la solidité de la houille. On réduit cette hauteur à 5 mètres lorsque le charbon est fissuré, tandis que dans les parties solides on peut aller jusqu'à 10 mètres.

Ce mode de dépilage avec remblais a été appliqué à Blanzy lorsque les couches sont inclinées de 30 à 45 degrés et au delà sur des hauteurs de 5 à 10 mètres et même de 15 mètres ; mais il ne pourrait l'être pour des couches dont le charbon aurait été très-fissuré par d'anciennes exploitations peu ou point remblayées. Dans ce cas, il est préférable de procéder par galeries en travers et contiguës, ainsi que nous l'avons précédemment indiqué pour la couche du Creusot.

Ces méthodes d'exploitation avec remblais par ouvrages en travers et galeries contiguës, ou par abatage simultané, répondent à toutes les exigences d'un bon aménagement ; mais, avant d'y arriver, bien des tâtonnements ont eu lieu, qui ont porté le désordre et les feux dans les grandes couches. Ainsi la

grande couche du Creusot, celle de Montchanin, d'Aubin, de Montrambert, et bien d'autres en France, furent autrefois exploitées par galeries et piliers sans remblais. Les piliers étaient affaiblis autant que possible, et l'on passait ensuite à un autre étage isolé du précédent par une sole de quelques mètres de houille. On arrivait ainsi à exploiter environ un tiers de la couche, et le reste ne tardait pas à s'ébouler et à se trouver abandonné aux feux qui s'y déclaraient spontanément. Telle est l'origine des houillères embrasées qui existent dans les bassins de la Loire, de l'Aveyron, de l'Allier, et dans presque tous ceux où se trouvent des couches de houille très-puissantes. Les grès et les schistes calcinés qui accompagnent ces couches témoignent des ravages causés par les feux allumés depuis longtemps, et dont quelques-uns existent encore aujourd'hui.

On a aussi pratiqué, dans les couches puissantes et fortement inclinées, une méthode dite par *éboulement*; elle consistait à ouvrir au mur de la couche des chambres d'éboulement, dans lesquelles le charbon glissait continuellement des parties supérieures. Lorsque le charbon cessait de venir, des pétards en accéléraient la chute, et l'on arrivait à entretenir l'extraction, sans jamais savoir combien elle pourrait durer. Il était rare, en effet, que le feu et les gaz délétères ne vinssent pas mettre un terme à ces méthodes inintelligentes, que nous ne mentionnons ici que sous le rapport historique.

On voit, en résumé, que ces accumulations immenses de houille qui étonnent l'imagination, sont, par rapport aux méthodes d'exploitation, dans un état d'infériorité notable. Une puissance totale étant donnée dans un bassin, la distribution de cette puissance en plusieurs couches ayant seulement quelques mètres d'épaisseur serait bien plus avantageuse que son accumulation en une seule couche.

Comme mesure générale, applicable à toutes les méthodes d'exploitation, on doit veiller à ce que les piliers ne restent pas isolés et longtemps exposés à l'action de l'air avant leur abatage. La houille s'altère dans les mines presque autant qu'à la surface ;

les pyrites qu'elle contient se décomposent et l'hydroxyde de fer qui en résulte donne au charbon une teinte de rouille qui en déprécie la valeur ; enfin les schistes se délitent, s'effleurissent, et le triage devient beaucoup plus difficile. Il faut donc proportionner le dégagement des massifs par les travaux préparatoires à l'extraction qui doit être faite chaque année.

La houille est sans contredit, parmi les minéraux utiles, celui dont l'exploitation présente les plus grandes difficultés. En effet, elle doit être extraite en très-grandes masses ; sa valeur, peu considérable sur le carreau des mines, est cependant assez importante pour qu'il soit nécessaire d'en abandonner le moins possible ; laissée dans de vieux travaux, elle est perdue à jamais ; enfin des sources intérieures d'eau et de gaz délétères se dégagent quelquefois des surfaces souterraines mises à découvert et envahissent les travaux. Il a fallu toutes les ressources de la science et de l'industrie pour rendre possible l'exploitation de certains bassins qui seraient restés dans l'abandon sans des moyens spéciaux de sûreté et d'aérage et sans les progrès de la machine à vapeur.

Les obstacles se développent ordinairement en raison des surfaces mises à découvert ; l'ingénieur peut donc déployer progressivement ses moyens d'action de manière à rester toujours maître de l'exploitation, mais il est des accidents subits qui mettent en défaut la prudence humaine, compromettent l'existence des mineurs, et peuvent annihiler en quelques heures le fruit d'un long travail. Les plus terribles de ces accidents sont les amas d'eau et de gaz qui, dans presque tous les bassins, se trouvent accumulés dans des travaux anciens dont la tradition n'avait pas conservé le souvenir. Lorsqu'une taille vient à déboucher dans un de ces amas, un coup de pic ou un coup de mine suffisent pour mettre les travaux en communication avec le danger, et, quand il se manifeste, il n'est déjà plus temps de le fuir ou de le combattre.

Pour éviter ces funestes rencontres, les mineurs se font précéder, dans les tailles où le danger est à craindre, par des son-

dages horizontaux, les uns droits, les autres divergents. Ces sondages, pour donner une sécurité suffisante, doivent avoir une avance de 5 à 10 mètres; si l'un d'eux atteint un vide, tout travail d'abatage doit cesser jusqu'à ce qu'on ait pu en constater la nature.

Effet utile des mineurs. — Dans les houillères, le produit obtenu par la journée d'un mineur employé à l'abatage est le but essentiel des méthodes. On ne peut obtenir la houille à bon marché qu'à la condition que l'abatage, qui est le point de départ du prix de revient, sera fait aussi économiquement que possible.

Le produit de la journée du mineur est extrêmement variable, suivant la puissance des couches et la facilité du travail; on ne pourra donc s'en rendre compte que par l'examen de plusieurs exemples, et principalement des plus extrêmes. Nous prendrons pour exemples les résultats obtenus à Blanzy, dans des couches de 10 à 14 mètres de puissance, et ceux des petites couches du nord de la France et de la Belgique, où l'épaisseur exploitée se réduit en moyenne à $0^{m},60$.

A Blanzy, le travail se distingue en deux périodes, le massif et le dépilage. Au massif, les galeries ont $2^{m},50$ de hauteur sur 3 mètres de largeur ; les mineurs y obtiennent de 20 à 40 hectolitres par journée, suivant la dureté de la houille. Au dépilage, l'abatage est beauconp plus facile, et le produit de la journée du mineur s'élève à 50 et 60 hectolitres.

En réalité, lorsqu'on vient à comparer la quantité totale de houille obtenue au nombre total des mineurs employés, l'effet utile est beaucoup moindre. Il y a en effet une grande quantité de mineurs appliqués à des galeries au rocher, ou partie au rocher et partie au charbon ; tous les mineurs ne font pas d'ailleurs un poste complet, ils travaillent à tant par hectolitre, et beaucoup se retirent avant la fin du poste, de telle sorte que la durée moyenne du travail n'est guère que de 7 heures. Il en résulte que, si l'on prend toutes les journées de mineurs à la veine ou au rocher pendant une année et qu'on les compare à la quan-

tité de houille sortie, la moyenne du produit n'est que de 22 hectolitres par journée.

Dans les petites couches de $0^m,70$ à $0^m,30$, il n'y a pas de travail au massif; ce travail ne s'exécute en effet que par le percement des voies qui doivent préparer les tailles. Les mineurs appliqués à ce percement reçoivent une indemnité par mètre courant, en sus de la houille qu'ils peuvent produire, et qui ne suffit pas pour payer l'avancement. La taille une fois préparée, les mineurs, haveurs ou piqueurs y sont appliqués et obtiennent un produit journalier, d'autant plus facile à définir que les mineurs sont payés au mètre carré de surface déhouillée.

Si nous prenons, par exemple, un charbonnage dans lequel le produit d'un mètre carré de couche varie entre 6 et 7 hectolitres, nous trouvons que chaque journée de mineur en taille produit 25 hectolitres. Mais, appliquant à la houille toutes les journées de coupeurs de voie et de mineurs au rocher, employés aux travaux préparatoires, le produit tombe à 14 hectolitres par journée de mineur.

En comparant ce chiffre d'un effet utile de 14 hectolitres obtenu dans des couches de $0^m,60$ à $0^m,80$, à celui de 22 hectolitres qui est obtenu dans des couches de 10 mètres de puissance, on ne peut manquer d'être étonné de leur peu de différence. C'est la meilleure démonstration qui puisse être donnée de la grande influence de la méthode sur les résultats d'une exploitation. Au premier abord, il devrait exister une différence considérable, sous le rapport des frais d'exploitation, entre des couches de 10 mètres de puissance et celles de $0^m,60$, et ces chiffres démontrent à l'avance que la différence n'est pas très-grande ; elle l'est d'autant moins, que l'abatage ne représente qu'une faible partie du prix de revient qui comprend les frais de roulage, d'extraction, d'épuisement des eaux et les consommations en bois, fer, etc., frais qui varient peu, quelle que soit l'épaisseur de la couche.

L'effet utile du mineur ne peut guère être apprécié en dehors des prix de main-d'œuvre qui permettent des comparaisons plus

précises ; ces premières indications sur les produits obtenus se trouveront donc complétées par celles que nous aurons à produire dans un chapitre spécial, pour indiquer l'établissement des prix de revient.

Quant au percement des galeries et des puits, le terrain houiller, composé d'alternances de grès et de schistes, est assez comparable dans les divers bassins pour qu'on puisse établir quelques évaluations approximatives sur l'effet utile des mineurs. Il faut seulement compter en dehors de ces évaluations la rencontre de certains bancs de grès d'une dureté exceptionnelle et dans lesquels le travail peut être ralenti de moitié ; en second lieu, l'épuisement des eaux qui peut gêner le fonçage des puits, enfin les muraillements qui peuvent être nécessaires, et dont l'exécution interrompt le percement dans les galeries aussi bien que dans les puits. Ces réserves faites : une galerie dans les alternances de grès et de schistes du terrain houiller, poursuivie à deux postes travaillant 12 heures chacun, peut être avancée en moyenne de $0^m,75$ par journée de travail. Un puits de section ordinaire poursuivi par trois postes de 8 heures chacun, peut être avancé de $0^m,30$ à $0^m,50$ par journée de travail. En tenant compte des nécessités moyennes d'épuisement des eaux et de muraillement, l'avancement d'un puits ouvert dans le terrain houiller peut être évalué à 10 mètres par mois, et celui d'une galerie à 15 mètres.

EXPLOITATION DU SEL GEMME.

Les conditions particulières qui déterminent les méthodes d'exploitation du sel gemme sont : 1° la nature minéralogique des gîtes qui peuvent être assez réglés et assez purs pour être abattus et extraits tels qu'ils existent, ou trop irréguliers dans leurs formes et trop mélangés d'argile (salzthon) pour être exploités directement par les méthodes déjà citées ; 2° la stratification ordinaire de ces gîtes avec des couches argileuses ou calcaires qui contiennent des niveaux d'eau abondants et dangereux pour les travaux inférieurs.

Dans le cas d'une exploitation par abatage direct au-dessous de couches aquifères, il faut laisser du sel au couronnement des excavations, afin d'éviter de découvrir les argiles du toit qui se déliteraient au contact de l'air ; puis soutenir l'exploitation par des piliers de la matière elle-même, pour éviter des mouvements du sol qui pourraient troubler le régime naturel des niveaux d'eau supérieurs et les amener dans la mine; il faut enfin distribuer les tailles de telle sorte, qu'elles puissent être au besoin isolées les unes des autres, afin que, s'il arrivait quelque irruption des eaux, le chantier envahi pût être abandonné et facilement isolé.

L'ensemble de ces conditions conduit nécessairement au système par galeries et piliers. Le sel gemme se prête d'autant mieux à ce mode de travail qu'il est naturellement solide, et c'est de cette manière qu'on exploite les salines de Wieliscka, de Norwich et celles de l'est de la France. Les salines de Vic et de Dieuze (Meurthe), dont nous avons décrit le gisement dans le premier volume, peuvent nous servir de type de description pour l'application des méthodes d'exploitation directe.

La couche de 5 mètres qui existe sous une partie de l'arrondissement de Château-Salins a été le but principal des travaux. Cette couche, attaquée à Vic par des moyens puissants, dut cependant être abandonnée après plusieurs irruptions des niveaux supérieurs. A Dieuze, elle se présenta dans de meilleures conditions, et fut préparée par le percement d'une galerie principale de 6 mètres de largeur et de 4 mètres de hauteur, dans laquelle l'abatage avait lieu en deux gradins. Cette galerie fut taillée en forme de voûte, et 1 mètre de sel fut laissé à la clef pour en assurer la solidité.

A partir de cette galerie, la couche fut divisée par deux systèmes de galeries croisées et de même dimension que la précédente, en massifs carrés de 90 mètres de côté; à chaque angle de ces carrés on réserva, dans les galeries de 6 mètres, des massifs de 7 mètres de longueur et de $3^{m},50$ de saillie, qui étranglaient la voie et réduisaient sa largeur et sa hauteur à $1^{m},50$.

Exploitation du Sel gemme par compartiments

Pag. 187.

Les tailles ou ateliers d'abatage ne reçoivent que des boisages provisoires dont l'établissement est d'autant plus simple, qu'il est généralement confié aux mineurs eux-mêmes. Ces boisages consistent le plus souvent en étais placés perpendiculairement du toit au mur et serrés au moyen d'une planche en forme de coin qui sert à caler la base ou le sommet. Dans les tailles qui n'ont qu'un mètre de hauteur, des étais de 0^{m},12 à 0^{m},15 de diamètre, alignés à des distances de 1^{m},50, suffisent ordinairement. Dans les tailles élevées, on emploie des étais de 0^{m},20 à 0^{m},30 de diamètre, alignés et serrant de fortes planches, ou plutôt des madriers contre le toit ; ces étais doivent être calés perpendiculairement au plan de la couche ou filon. Dans une taille ainsi boisée, les roches stratifiées du toit sont soutenues par les madriers appuyés eux-mêmes sur les étais, de sorte qu'elles ne peuvent se fendre, se diviser en écailles et s'écrouler,



Fig. 63. *Boisage d'une galerie sous des déblais.*

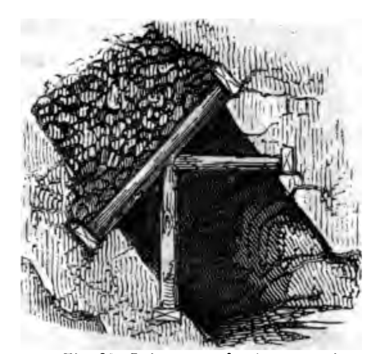


Fig. 64. *Boisage renforcé soutenant des déblais.*

sans que la flexion ou fracture des bois avertisse les ouvriers assez promptement pour qu'ils aient le temps de se retirer.

Lorsque, dans des tailles ainsi boisées, on bat en retraite, il est facile de retirer sans danger environ la moitié des bois en desserrant les coins de la base ; le reste est enlevé au moyen de cordes, et doit même être sacrifié, si le terrain est tel, que cet enlèvement ne puisse se faire sans péril. Ces boisages étant fort

était obligé de l'extraire dans cet état de mélange. Comme il n'y a de triage possible que par voie de dissolution, il est plus simple de rassembler les eaux existantes dans la mine et même d'en introduire de la surface, de les saturer de sel, et de les élever ensuite, en laissant au fond toutes les matières stériles.

Pour mettre cette méthode à exécution, il est nécessaire de pénétrer dans la masse salifère ; car le sel est tellement peu soluble à l'état compacte ou cristallin, qu'il faut une action très-prolongée des eaux et une surface de contact très-étendue pour qu'elles puissent se saturer.

Les salines d'Hallein, dans le pays de Salzbourg, peuvent être considérées comme présentant le type de cette méthode ; une description rapide donnera idée des moyens employés et des résultats obtenus.

Le terrain salifère est contenu dans une série de collines assez élevées, à travers lesquelles, lorsqu'on veut créer une exploitation, on ouvre une galerie de recherche. De distance en distance on pousse, à droite et à gauche de cette galerie principale, des galeries latérales qui facilitent l'exploration du sol. Sur les points reconnus riches en sel et d'une exploitation avantageuse, on ouvre des *lacs* ou *salons*, vastes chambres destinées à devenir des ateliers de dissolution.

Lorsque les parois d'une galerie ont été reconnues assez riches pour qu'il soit utile de la convertir en lac, on y introduit de l'eau douce provenant des infiltrations supérieures ou même de la surface, et on la maintient par une digue à la hauteur d'environ $0^m,60$. Cette eau ronge les parois de la galerie et l'élargit ; on en augmente peu à peu le volume, et l'on finit par attaquer de cette manière le plafond lui-même en élevant successivement la digue jusqu'au-dessus de son niveau.

Un lac définitivement établi présente (fig. 54) une excavation allongée, barrée par une digue. On arrive vers le fond par une petite descenderie communiquant avec les travaux supérieurs, et par laquelle on fait descendre l'eau douce ; un escalier placé dans cette descenderie permet de venir constater le niveau des eaux

et l'état des parois; enfin on peut arriver en tête du lac par un autre escalier montant sur la digue.

La construction de cette digue est la partie la plus importante du travail : on la compose de deux rangées de pieux recouverts

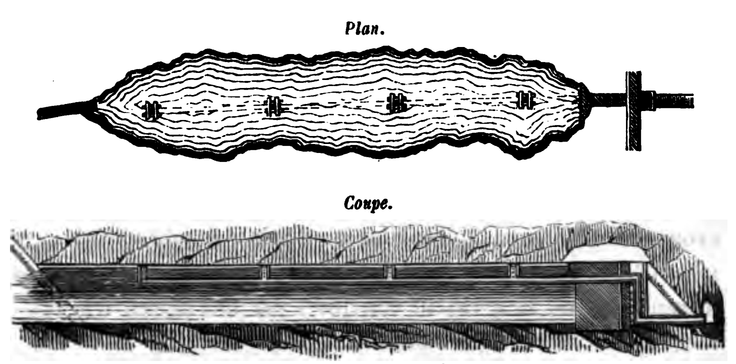


Fig. 54. *Disposition d'un lac dans les salines d'Hallein.*

par des madriers, formant une caisse dans laquelle on bat de l'argile bien choisie; cette digue est établie dans une galerie longue de 3 à 4 mètres, et ayant seulement $1^m,50$ de largeur. Derrière ce premier rempart on creuse une galerie transversale, qui pénètre d'environ 3 mètres de chaque côté dans les parois, puis on établit dans cette galerie une seconde digue perpendiculaire à la première, et, comme elle, fortifiée par un boisage contigu. Un tube vertical est établi en avant de ce barrage transversal, pour laisser passer le tuyau de vidange. Ce tuyau est en bois et reçoit l'eau par des caisses percées de trous; il est placé vers la partie supérieure du lac, parce que, lorsque l'eau se sature de sel, le fond du lac s'envase, tandis que le plafond s'exhausse continuellement. Une vanne ou robinet permet de vider l'eau par ce tuyau, qui conduit soit au jour, soit à la prise d'eau des pompes.

Un maître mineur surveille chaque jour le niveau du lac et l'état des parois. S'il veut attaquer le plafond, il élève le niveau de l'eau de manière à en faire baigner les aspérités sans les

noyer complétement; s'il veut attaquer les parois latérales, il baisse le niveau. Le sel se dissout lentement, et les roches dont il est mélangé tombent désagrégées au fond du lac. A mesure que le fond du lac s'exhausse, on exhausse également la digue et l'entaille qui est au-dessus. La principale action s'exerce ainsi sur le plafond de telle sorte, que le tuyau de dégorgement, qui était d'abord dans la partie supérieure, se rapproche progressivement du fond.

L'eau est regardée comme saturée quand elle contient 25 pour 100 de sel. Lorsqu'elle est arrivée à ce point de saturation, on vide complétement le lac pour le remplir de nouveau, après avoir nettoyé le fond, qui est toujours très-encombré par les argiles délitées. Les eaux sont élevées à la surface par des moyens mécaniques, ou simplement conduites par une galerie d'écoulement à des usines évaporatoires.

L'action dissolvante des eaux sur le sel s'exerce très-lentement, et il faut par conséquent, pour entretenir un travail continu et actif des usines évaporatoires, avoir un assez grand nombre de lacs. La mine de Durenberg renferme, par exemple, trente-trois lacs salés, qui contiennent en moyenne 20 000 mètres cubes. Le temps de saturation est très-variable et proportionné, indépendamment de la richesse du terrain, au rapport qui existe entre les surfaces de contact et le cube total des eaux. Il y a de petits lacs qui sont saturés au bout d'un ou deux mois, et qu'on remplit cinq ou six fois par an; d'autres ne sont vidés qu'une fois l'an; les plus grands exigent deux et trois années pour arriver à saturation complète.

On voit, en résumé, que ce genre d'exploitation par dissolution nécessite, dans les travaux souterrains, un niveau supérieur pour l'entrée des eaux douces, et un niveau inférieur pour la sortie des eaux salées. Il faut avoir soin d'isoler les eaux des lacs des eaux d'infiltration, qui pourraient apporter des perturbations dans le régime adopté. Deux lacs doivent toujours être séparés par 30 mètres dans le plan horizontal, et 10 mètres dans le plan vertical.

On exploite à Bex, dans le canton de Vaud, une roche calcaire pénétrée de sel gemme. Cette roche n'ayant pas, comme les argiles, la propriété de se déliter dans l'eau, on l'abat et on la concasse en fragments qui sont entassés dans des cavités disposées pour y établir des lacs ; l'eau pénètre dans les vides qui séparent chaque fragment et dissout le sel. Ce moyen est en quelque sorte mixte; car il comprend tout à la fois la méthode par abatage direct et la méthode par dissolution.

Lorsque des cavités souterraines, naturelles ou artificielles existent dans un terrain salifère, ces cavités sont ordinairement noyées par des eaux supérieures qui s'y saturent. On peut alors mettre à profit cette disposition et y exploiter les eaux en les atteignant par des sondages de 20 à 25 centimètres de diamètre; on descend dans les trous de sonde des pompes élévatoires en cuivre qui restent suspendues à l'orifice par la colonne de tuyau dans laquelle se trouve la tringle du piston. Si l'on a soin que la pompe se trouve descendue au-dessous des niveaux d'eau douce qui peuvent se trouver dans les couches supérieures, son action élèvera seulement les eaux salées. Cette méthode est employée en Souabe.

Dans les exploitations où l'on procède par travaux souterrains et par abatage direct, lorsqu'on aura enlevé la moitié ou les deux tiers du sel gemme, on peut encore continuer l'exploitation par dissolution, et procéder ainsi à un véritable dépilage. Dans ce cas, il suffit de laisser pénétrer un courant d'eau dans la mine, après avoir préparé les moyens d'amener les eaux au jour, lorsqu'elles ont séjourné assez longtemps au contact du sel.

CHAPITRE III

EXÉCUTION DES TRAVAUX DES MINES, BOISAGE ET MURAILLEMENT.

La description des méthodes d'exploitation indique quels sont les ouvrages à exécuter dans les mines. Ces ouvrages sont des galeries, des tailles et des puits.

Les procédés d'excavation que nous avons précédemment décrits donnent les moyens de pénétrer dans les roches et de les abattre ; mais, pour assurer la conservation de ces excavations, pour soutenir le faîte et les parois du sol excavé, pour percer des galeries ou des puits dans les terrains ébouleux ou aquifères, on doit employer des procédés spéciaux qui constituent une des parties les plus importantes de la science des mines.

Lorsque des travaux souterrains sont pratiqués dans les roches solides, dont la nature minéralogique est telle, qu'elles résistent à la fois à la décomposition et à l'action des eaux, les excavations se soutiennent d'elles-mêmes, et il suffit de maintenir le toit, soit par des piliers de la matière exploitée, soit par des murs de remblais dont les dispositions ont été suffisamment indiquées pour les diverses méthodes d'exploitation. Mais, dans la plupart des cas, les roches sont fissurées, et, une fois entaillées, elles se fissurent encore davantage ; de plus, elles se renflent et se dilatent par le contact de l'air humide et de l'eau ; en sorte que, si elles n'étaient soutenues par des appuis spéciaux, les voûtes s'ébouleraient promptement, ou les parois se resserreraient par l'effet des poussées latérales et du renflement des

roches. C'est ainsi que la plupart des excavations dont la date est ancienne sont aujourd'hui comblées.

Il ne faut pas attendre que ces effets se produisent pour les combattre, car les efforts qui amènent les éboulements ou les resserrements vont toujours en croissant ; et il est souvent plus difficile et plus coûteux de rentrer dans des travaux écroulés que d'en excaver de nouveaux. Il faut donc prévenir l'altération des roches avant que ces effets aient commencé à se manifester, et les maintenir dans leur position première.

La pratique fait connaître assez facilement les roches qui doivent être soutenues, et, pour exécuter ce soutènement, les mineurs emploient le *boisage* et le *muraillement*, suivant la forme des travaux, la nature minéralogique des roches et les convenances locales. Le boisage est surtout employé dans les travaux de mine, parce qu'il est d'une exécution facile et rapide et qu'il se prête à toutes les formes et dispositions des galeries, des puits ou des tailles.

Les bois sont très-rarement employés dans les mines pour résister, en vertu de leur *force absolue*, c'est-à-dire à deux efforts agissant en sens inverse et tendant à provoquer la rupture par l'extension des fibres. Le seul cas de cet emploi est celui des tiges de pompes. Dans les boisages de soutènement, les pièces résistent presque toujours en vertu de leur résistance *relative ;* c'est-à-dire que, les extrémités étant fixes, elles doivent résister à des efforts agissant entre les appuis pour les faire fléchir. La résistance à l'écrasement ne s'exerce que lorsque la longueur des pièces est au-dessous de cinq à six fois leur diamètre ; autrement il y a flexion, c'est-à-dire transformation de ce mode de résistance en résistance relative qui est toujours beaucoup moindre.

Dans les mines on peut rarement calculer l'effort que les bois auront à supporter ; ce n'est donc que par tâtonnement et par habitude qu'on arrive à déterminer les conditions de résistance. Comme d'ailleurs, dans les boisages permanents, on veut non-seulement prévenir la rupture, mais même la flexion des bois, on emploie toujours un très-grand excès de force. Cet excès est

Dans le cas d'une exploitation par abatage direct au-dessous de couches aquifères, il faut laisser du sel au couronnement des excavations, afin d'éviter de découvrir les argiles du toit qui se déliteraient au contact de l'air ; puis soutenir l'exploitation par des piliers de la matière elle-même, pour éviter des mouvements du sol qui pourraient troubler le régime naturel des niveaux d'eau supérieurs et les amener dans la mine ; il faut enfin distribuer les tailles de telle sorte, qu'elles puissent être au besoin isolées les unes des autres, afin que, s'il arrivait quelque irruption des eaux, le chantier envahi pût être abandonné et facilement isolé.

L'ensemble de ces conditions conduit nécessairement au système par galeries et piliers. Le sel gemme se prête d'autant mieux à ce mode de travail qu'il est naturellement solide, et c'est de cette manière qu'on exploite les salines de Wieliscka, de Norwich et celles de l'est de la France. Les salines de Vic et de Dieuze (Meurthe), dont nous avons décrit le gisement dans le premier volume, peuvent nous servir de type de description pour l'application des méthodes d'exploitation directe.

La couche de 5 mètres qui existe sous une partie de l'arrondissement de Château-Salins a été le but principal des travaux. Cette couche, attaquée à Vic par des moyens puissants, dut cependant être abandonnée après plusieurs irruptions des niveaux supérieurs. A Dieuze, elle se présenta dans de meilleures conditions, et fut préparée par le percement d'une galerie principale de 6 mètres de largeur et de 4 mètres de hauteur, dans laquelle l'abatage avait lieu en deux gradins. Cette galerie fut taillée en forme de voûte, et 1 mètre de sel fut laissé à la clef pour en assurer la solidité.

A partir de cette galerie, la couche fut divisée par deux systèmes de galeries croisées et de même dimension que la précédente, en massifs carrés de 90 mètres de côté ; à chaque angle de ces carrés on réserva, dans les galeries de 6 mètres, des massifs de 7 mètres de longueur et de $3^m,50$ de saillie, qui étranglaient la voie et réduisaient sa largeur et sa hauteur à $1^m,50$.

Exploitation de Sel gemme par compartiments
à Dieuze (Meurthe)

Pag. 157

D'après la disposition de ces réserves, on pourrait, en cas d'accident, y établir des serrements ou digues qui isoleraient chaque massif du reste de l'exploitation.

Ces précautions prises, on découpa chaque massif de 90 mètres en neuf massifs carrés de 26 mètres de côté, par des galeries qui avaient toujours la même section, mais en ayant soin de laisser encore des massifs d'isolement de 6 mètres d'épaisseur, ainsi que l'indique la planche VIII. Enfin, chacun de ces massifs fut ensuite découpé de manière à ne conserver, sauf les murs d'isolement, que des piliers carrés de 5 mètres de côté, destinés à soutenir le toit, comme l'indique la partie centrale du plan, partie qu'on peut regarder comme complétement exploitée.

On voit que cette marche ramène la méthode à celle des *compartiments;* les murs et les piliers d'isolement en forment le caractère principal. On peut arriver ainsi à l'extraction de près des deux tiers de la couche, tous les chantiers restant constamment isolés, de manière à protéger l'ensemble autant que possible.

La planche VIII indique d'ailleurs tous les détails de la méthode plus complétement qu'on ne pourrait le faire par de longues explications.

Les gîtes en amas sont exploités de la même manière, quoique avec moins de précautions, parce qu'on n'a pas les mêmes accidents à redouter. On laisse les sols de 3 à 5 mètres entre les divers étages, et on donne 10 et 20 mètres de hauteur aux galeries. Ce sont les vastes dimensions de ces excavations qui ont fait la célébrité des mines de sel si vantées par les voyageurs. La masse salifère de Wieliscka n'a pas moins de 300 mètres d'épaisseur, et dans cette épaisseur on a creusé plusieurs étages superposés, séparés par des sols pour lesquels on réserve les parties les moins pures du gîte.

Exploitation par dissolution. — L'exploitation du sel mélangé d'argile, de gypse et de calcaire, ainsi qu'il existe dans un grand nombre de localités, ne présenterait aucun bénéfice, si on

était obligé de l'extraire dans cet état de mélange. Comme il n'y a de triage possible que par voie de dissolution, il est plus simple de rassembler les eaux existantes dans la mine et même d'en introduire de la surface, de les saturer de sel, et de les élever ensuite, en laissant au fond toutes les matières stériles.

Pour mettre cette méthode à exécution, il est nécessaire de pénétrer dans la masse salifère; car le sel est tellement peu soluble à l'état compacte ou cristallin, qu'il faut une action très-prolongée des eaux et une surface de contact très-étendue pour qu'elles puissent se saturer.

Les salines d'Hallein, dans le pays de Salzbourg, peuvent être considérées comme présentant le type de cette méthode; une description rapide donnera idée des moyens employés et des résultats obtenus.

Le terrain salifère est contenu dans une série de collines assez élevées, à travers lesquelles, lorsqu'on veut créer une exploitation, on ouvre une galerie de recherche. De distance en distance on pousse, à droite et à gauche de cette galerie principale, des galeries latérales qui facilitent l'exploration du sol. Sur les points reconnus riches en sel et d'une exploitation avantageuse, on ouvre des *lacs* ou *salons*, vastes chambres destinées à devenir des ateliers de dissolution.

Lorsque les parois d'une galerie ont été reconnues assez riches pour qu'il soit utile de la convertir en lac, on y introduit de l'eau douce provenant des infiltrations supérieures ou même de la surface, et on la maintient par une digue à la hauteur d'environ $0^m,60$. Cette eau ronge les parois de la galerie et l'élargit; on en augmente peu à peu le volume, et l'on finit par attaquer de cette manière le plafond lui-même en élevant successivement la digue jusqu'au-dessus de son niveau.

Un lac définitivement établi présente (fig. 54) une excavation allongée, barrée par une digue. On arrive vers le fond par une petite descenderie communiquant avec les travaux supérieurs, et par laquelle on fait descendre l'eau douce; un escalier placé dans cette descenderie permet de venir constater le niveau des eaux

et l'état des parois; enfin on peut arriver en tête du lac par un autre escalier montant sur la digue.

La construction de cette digue est la partie la plus importante du travail : on la compose de deux rangées de pieux recouverts

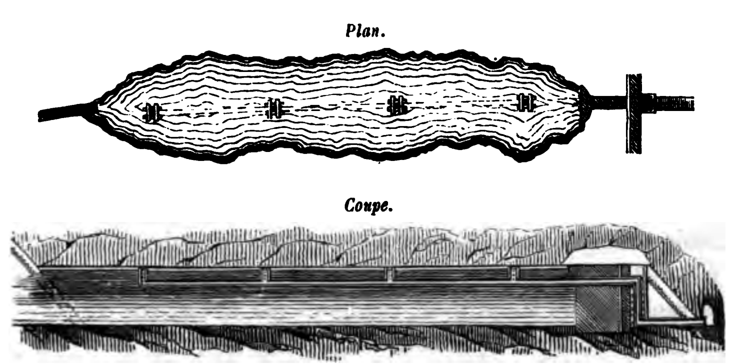


Fig. 54. *Disposition d'un lac dans les salines d'Hallein.*

par des madriers, formant une caisse dans laquelle on bat de l'argile bien choisie; cette digue est établie dans une galerie longue de 3 à 4 mètres, et ayant seulement 1ᵐ,50 de largeur. Derrière ce premier rempart on creuse une galerie transversale, qui pénètre d'environ 3 mètres de chaque côté dans les parois, puis on établit dans cette galerie une seconde digue perpendiculaire à la première, et, comme elle, fortifiée par un boisage contigu. Un tube vertical est établi en avant de ce barrage transversal, pour laisser passer le tuyau de vidange. Ce tuyau est en bois et reçoit l'eau par des caisses percées de trous; il est placé vers la partie supérieure du lac, parce que, lorsque l'eau se sature de sel, le fond du lac s'envase, tandis que le plafond s'exhausse continuellement. Une vanne ou robinet permet de vider l'eau par ce tuyau, qui conduit soit au jour, soit à la prise d'eau des pompes.

Un maître mineur surveille chaque jour le niveau du lac et l'état des parois. S'il veut attaquer le plafond, il élève le niveau de l'eau de manière à en faire baigner les aspérités sans les

noyer complétement; s'il veut attaquer les parois latérales, il baisse le niveau. Le sel se dissout lentement, et les roches dont il est mélangé tombent désagrégées au fond du lac. A mesure que le fond du lac s'exhausse, on exhausse également la digue et l'entaille qui est au-dessus. La principale action s'exerce ainsi sur le plafond de telle sorte, que le tuyau de dégorgement, qui était d'abord dans la partie supérieure, se rapproche progressivement du fond.

L'eau est regardée comme saturée quand elle contient 25 pour 100 de sel. Lorsqu'elle est arrivée à ce point de saturation, on vide complétement le lac pour le remplir de nouveau, après avoir nettoyé le fond, qui est toujours très-encombré par les argiles délitées. Les eaux sont élevées à la surface par des moyens mécaniques, ou simplement conduites par une galerie d'écoulement à des usines évaporatoires.

L'action dissolvante des eaux sur le sel s'exerce très-lentement, et il faut par conséquent, pour entretenir un travail continu et actif des usines évaporatoires, avoir un assez grand nombre de lacs. La mine de Durenberg renferme, par exemple, trente-trois lacs salés, qui contiennent en moyenne 20 000 mètres cubes. Le temps de saturation est très-variable et proportionné, indépendamment de la richesse du terrain, au rapport qui existe entre les surfaces de contact et le cube total des eaux. Il y a de petits lacs qui sont saturés au bout d'un ou deux mois, et qu'on remplit cinq ou six fois par an; d'autres ne sont vidés qu'une fois l'an; les plus grands exigent deux et trois années pour arriver à saturation complète.

On voit, en résumé, que ce genre d'exploitation par dissolution nécessite, dans les travaux souterrains, un niveau supérieur pour l'entrée des eaux douces, et un niveau inférieur pour la sortie des eaux salées. Il faut avoir soin d'isoler les eaux des lacs des eaux d'infiltration, qui pourraient apporter des perturbations dans le régime adopté. Deux lacs doivent toujours être séparés par 30 mètres dans le plan horizontal, et 10 mètres dans le plan vertical.

On exploite à Bex, dans le canton de Vaud, une roche calcaire pénétrée de sel gemme. Cette roche n'ayant pas, comme les argiles, la propriété de se déliter dans l'eau, on l'abat et on la concasse en fragments qui sont entassés dans des cavités disposées pour y établir des lacs; l'eau pénètre dans les vides qui séparent chaque fragment et dissout le sel. Ce moyen est en quelque sorte mixte; car il comprend tout à la fois la méthode par abatage direct et la méthode par dissolution.

Lorsque des cavités souterraines, naturelles ou artificielles existent dans un terrain salifère, ces cavités sont ordinairement noyées par des eaux supérieures qui s'y saturent. On peut alors mettre à profit cette disposition et y exploiter les eaux en les atteignant par des sondages de 20 à 25 centimètres de diamètre; on descend dans les trous de sonde des pompes élévatoires en cuivre qui restent suspendues à l'orifice par la colonne de tuyau dans laquelle se trouve la tringle du piston. Si l'on a soin que la pompe se trouve descendue au-dessous des niveaux d'eau douce qui peuvent se trouver dans les couches supérieures, son action élèvera seulement les eaux salées. Cette méthode est employée en Souabe.

Dans les exploitations où l'on procède par travaux souterrains et par abatage direct, lorsqu'on aura enlevé la moitié ou les deux tiers du sel gemme, on peut encore continuer l'exploitation par dissolution, et procéder ainsi à un véritable dépilage. Dans ce cas, il suffit de laisser pénétrer un courant d'eau dans la mine, après avoir préparé les moyens d'amener les eaux au jour, lorsqu'elles ont séjourné assez longtemps au contact du sel.

---

simples et très-importants pour la sûreté des mineurs, on leur en confie toujours la pose et la disposition.

Lorsque les boisages doivent supporter des déblais, comme, par exemple, dans les galeries placées au-dessous d'ouvrages en gradins renversés (fig. 63 et 64), les bois, toujours établis perpendiculairement au toit et au mur, sont encastrés dans des entailles ou serrés contre des coins disposés de telle sorte, que la charge augmente le serrage.

MURAILLEMENT DES GALERIES.

Le muraillement est employé pour le soutènement des galeries, lorsque la poussée est trop forte pour être longtemps soutenue par le boisage dont l'entretien devient trop onéreux ; il est également préférable dans les terrains qui s'altèrent et se gonflent par le contact de l'air humide, parce qu'il constitue un revêtement complet qui arrête ces effets. Enfin, pour les galeries qui doivent durer très-longtemps, le muraillement a l'avantage de ne donner lieu qu'à peu d'entretien.



Fig. 65. *Muraillement complet d'une galerie d'écoulement.*

Le muraillement complet d'une galerie (fig. 65) se compose d'une voûte établie sur deux pieds-droits pour soutenir le couronnement et les parois, et d'une voûte renversée pour empêcher le gonflement et la poussée du sol.

La voûte renversée du fond est supprimée lorsque le sol ne se gonfle pas, et l'on fonde alors les pieds-droits dans des entailles latérales (fig. 66).

Le muraillement s'exécute en moellons piqués ou en briques.

Le choix des matériaux doit être fait avec soin : on emploiera des chaux hydrauliques toutes les fois que le terrain sera humide et l'on devra veiller à ce que les moellons ou les briques soient taillés de telle sorte, que les joints soient aussi étroits que possible.

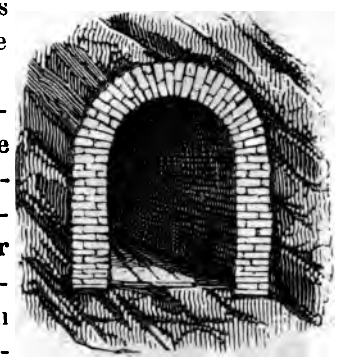


Fig. 66.

Le percement d'une galerie muraillée se conduit de la même manière que celui d'une galerie boisée ; car la construction du muraillement ne s'exécute que par sections et après un certain avancement que l'on soutient par un boisage provisoire. Comme ces galeries doivent durer longtemps, on apporte en général plus de soin à leur exécution.

Une section de 8 à 10 mètres de longueur étant percée et boisée, les maçons prennent possession du chantier, établissent aux deux extrémités de la section des *gabarits* qui donnent la forme exacte du muraillement, en assurant la position par des fils à plomb qui doivent correspondre avec ceux qui sont placés dans la partie déjà faite, de manière à bien fixer la direction que doit suivre la galerie. Ils tendent ensuite les cordeaux d'un gabarit à l'autre et procèdent à la construction en s'aidant de cintres mobiles. A mesure que le muraillement avance, les maçons enlèvent les bois qu'ils peuvent retirer sans inconvénient, sinon ils les laissent derrière le revêtement, mais en ayant soin de remblayer tous les vides qui peuvent exister entre les parois du sol et la maçonnerie, de manière à répartir la pression du sol sur toute la surface du muraillement ; ils enfoncent même des pierres en coins, afin d'établir une sorte de tension générale autour des murs et des voûtes.

Lorsque la galerie est placée sur un versant incliné, son entrée doit être construite avec soin, de sorte qu'elle soit mise à l'abri des éboulements supérieurs.

De même que le boisage, le muraillement peut s'exécuter par portions suivant les besoins. Ainsi on ne fait qu'un pied-droit et même une seule voûte lorsqu'il n'y a à soutenir qu'une partie des parois ou du couronnement.


Fig. 67.

On construit dans certains cas des voûtes jetées du toit d'un filon à son mur, ou du toit au mur d'une couche très-inclinée, de manière à soutenir des déblais supérieurs (fig. 67).

Ces voûtes sont employées lorsque les bois sont chers et lorsque leur portée devrait être trop grande. A Almaden, par exemple, on construit, du toit au mur des filons, des voûtes surbaissées qui ont plus de 10 mètres de portée.

Toutes les ressources du boisage et du muraillement ont peine quelquefois à maintenir les galeries dans les terrains ébouleux, et nous entrerons dans quelques détails sur les moyens d'exécuter ces percements, qui exigent toute l'attention de l'ingénieur.

Percement d'une galerie dans les sables mouvants. — Lorsqu'une galerie vient à rencontrer des terrains ébouleux, la paroi du fond, au lieu de se tenir verticalement, prend l'inclinaison d'un talus d'éboulement. Si l'on enlève les terres qui forment ce talus, d'autres s'y substituent, et l'avancement devient d'autant plus difficile à obtenir que, si l'on continue l'enlèvement des terres, on détermine dans le sol à traverser des vides supérieurs ou latéraux qui rendront les éboulements encore plus dangereux. Dans ce cas, on devra relever les terres et les soutenir verticalement par des madriers butés contre la paroi du fond.

Ces madriers appliqués contre la paroi du fond constituent ce que l'on appelle un *bouclier*. L'atelier étant ainsi soutenu de tous côtés, on ne doit procéder au percement, au boisage et au mu-

raillement qu'avec une série de précautions qui se trouvent résumées par certains exemples. Parmi ces exemples, nous citerons le percement de la galerie d'Engis sur la Meuse, qui a dû traverser les sables aquifères dits *sables boulants*, dans lesquels tant d'ouvrages de mines sont venus échouer.

Que l'on se représente des sables fins et meubles, pénétrés d'eau sous une pression telle, qu'un simple trou de sonde leur permet de sortir avec impétuosité et d'envahir la portion de la galerie déjà exécutée ; il est évident que les précautions du boisage par les palplanches, et d'un bouclier appliqué contre la paroi verticale du fond pour la maintenir, seront tout à fait sans résultat, et qu'une galerie arrivée devant un pareil obstacle doit être abandonnée, si l'on n'a un procédé spécial pour le combattre.

La galerie d'écoulement d'Engis avait été commencée pour recouper en profondeur le gîte calaminaire du Dos, un des plus importants de la vallée de la Meuse par ses dimensions. Cette galerie avait déjà 550 mètres de longueur sur 650 qu'elle devait avoir; elle avait coûté plus de 80 000 francs et quatre années d'un travail incessant. Les exploitants pouvaient fonder à juste titre des espérances sur sa terminaison prochaine, lorsqu'à ce point de 550 mètres la rencontre des sables mouvants aquifères sembla devoir compromettre tout le travail. Il fallait traverser à tout prix les sables mouvants, et l'on y parvint, par le procédé que nous allons décrire, qui fut appliqué sous la direction de M. Victor Simon.

Pour bien comprendre les difficultés du travail, il faut se représenter d'abord quelle était la nature du sable à traverser. Ce sable était quartzeux, très-fin et homogène, tellement pénétré d'eau sous une pression considérable et par suite tellement fluide, que des trous de sonde horizontaux pratiqués pour le reconnaître donnèrent lieu à des jets d'eau sablonneuse de plusieurs mètres de longueur. En prenant le sable dans la main et le serrant de manière à expulser l'eau qui le pénétrait, on reconnaissait qu'il était tellement friable, qu'il suffisait d'une petite secousse pour que la pelote ainsi formée sous la pression

tombât en poudre désagrégée. Cette grande fluidité fut d'ailleurs mise en évidence par le fait même de la découverte des sables : un ouvrier faisait une entaille au sol de la galerie pour y placer un montant du boisage, lorsque tout à coup il atteignit non pas même les sables, ainsi qu'on le reconnut par la suite, mais une fissure de l'argile schisteuse qui leur ouvrit une issue : le sable fit irruption comme une source artésienne, et remplit la galerie sur 10 mètres de longueur.

Aussitôt après cette irruption des sables, on les enleva rapidement, on boucha l'ouverture par laquelle ils arrivaient, et l'on établit contre la paroi du fond, que l'on craignait de voir céder sous la pression, une armature consistant en une digue d'argile maintenue par des madriers jointifs. La digue une fois établie, on pratiqua plusieurs sondages horizontaux, afin de reconnaître exactement la position des sables. Il fut constaté qu'ils constituaient un banc incliné, dont la paroi du fond se trouvait encore séparée par une épaisseur moyenne de 2 mètres d'argile.

Les trous de sonde percés débitaient tous une quantité plus ou moins grande d'eau et de sable; et, pour empêcher le sable de sortir ainsi avec l'eau, on bourra dans chacun d'eux du foin qui établissait une sorte de filtre. Quelques-uns de ces trous s'obstruèrent par le mélange de fragments d'argile ; on fut obligé d'en boucher d'autres, à travers lesquels on ne pouvait empêcher le sable de sortir avec l'eau. En résumé, le débit d'eau se trouva réglé à 3 mètres cubes d'eau par heure, mais sans que ce débit parût diminuer.

La première idée fut d'assécher les sables. Les trous de sonde ne pouvaient pas évidemment suffire à cet assèchement. Il y avait d'ailleurs un grand intérêt à ne pas se servir pour cela du fond de la galerie ; l'eau entraînait, en effet, des quantités de sable plus ou moins grande, quelles que fussent les précautions prises, et déjà les quantités ainsi soustraites avaient dû créer des vides et des éboulements dans les terrains à traverser. Ces vides et ces éboulements altérant la consistance des terrains, il importait de ne pas les augmenter.

Deux petites galeries latérales, de $1^m,80$ de hauteur sur 0,80 de largeur, furent prises à droite et à gauche sur les parois de la galerie d'écoulement, à 5 mètres en arrière du fond. Ces galeries, après un parcours de 5 à 6 mètres perpendiculaire à l'axe de la galerie, furent dirigées obliquement vers les sables : elles étaient muraillées à mesure que l'on avançait. La galerie de l'Ouest, arrivée à $0^m,30$ du sable, fournit une quantité d'eau considérable dont on favorisa l'écoulement, et, afin d'augmenter le débit, on perça même un second embranchement pour rejoindre les sables sur un nouveau point. Du côté de l'Est, on réussit moins bien ; le sol de la galerie se souleva en approchant des sables, le muraillement fut écrasé, et une masse d'argile sablonneuse ne tarda pas à obstruer la section du percement sans avoir déterminé un débit d'eau considérable.

Deux mois s'étaient écoulés pendant ces travaux préparatoires, et les sables ne paraissaient pas sensiblement asséchés. Des masses argileuses mélangées de sables venaient souvent obstruer la sortie des eaux ; ces masses argileuses provenaient évidemment des éboulements déterminés au toit des sables par leur soutirement prolongé, car il était très-difficile de les empêcher de couler avec les eaux. Il fallait donc attaquer directement le problème du percement, imaginant des procédés nouveaux pour ces difficultés toutes nouvelles. M. Victor Simon établit le programme suivant pour la conduite du travail.

La section de la galerie sera attaquée par un garnissage de coins divergents ou palplanches contiguës ; on démontera ensuite par portions le barrage qui soutient la paroi du fond, et, à mesure qu'une petite partie de la section du terrain meuble sera mise à découvert, on y enfoncera des picots horizontaux et contigus, de manière à former dans l'intérieur des palplanches un garnissage très-serré. Ces picots contigus auront $1^m,20$ de longueur au moins ; ils seront coniques, et, comme ils laisseront entre eux des intervalles par lesquels le sable pourrait couler, on picotera ces intervalles avec de petits picots ayant seulement $0^m,15$ à $0^m,25$ de longueur, de telle sorte que toute la paroi

du fond de la galerie ne présentera plus qu'un garnissage de picots contigus, imperméable au sable et même à l'eau.

Pour que ce garnissage de picots ne soit pas chassé au dehors par la pression des sables aquifères, on le maintiendra par une armature de madriers horizontaux appuyés contre la partie du muraillement déjà exécutée ; cette armature sera d'ailleurs disposée de manière à pouvoir se démonter partiellement et à mettre successivement à découvert les diverses parties de la surface picotée.

Ces préparatifs étant achevés, on découvrira le milieu de la paroi, et on chassera en avant les picots mis à découvert, de manière à les avancer de $0^m,20$ à $0^m,30$; on procédera ainsi de proche en proche, faisant marcher un à un les picots à coups de masse ; toute fuite sera immédiatement bouchée par des picots de la dimension la plus convenable.

Lorsque toute la partie inférieure de la galerie aura ainsi marché, on posera la semelle d'un nouveau cadre, et on attaquera la partie supérieure en procédant de bas en haut et posant les diverses parties du nouveau cadre à mesure que leur place sera préparée. On arrivera ainsi à pousser le picotage devant soi, de toute l'épaisseur d'un cadre, et l'on cuvelera la galerie par des cadres contigus, ayant soin, de trois en trois cadres, de chasser un nouveau garnissage en palplanches divergentes.

Ainsi donc on se proposait d'avancer dans le terrain mouvant, sans l'extraire au dehors, refoulant en quelque sorte ce terrain devant soi et comptant d'ailleurs sur les fuites qui ne manqueraient pas de se produire pour l'assèchement des sables et pour leur raréfaction. On prévit qu'on serait obligé d'ouvrir de temps en temps des issues aux sables, afin de diminuer leur pression et de faciliter l'avancement des picots : pour cela, on devait retirer deux ou trois picots, lorsque leur avancement éprouvait trop de résistance, à l'aide d'une tarière préparée *ad hoc*, laisser couler l'eau et les sables pendant quelque temps, puis reboucher les trous en remettant les picots à leur place.

C'est en suivant cette marche que les sables furent traversés

sur une longueur de 15 mètres, puis la galerie reprise et muraillée de manière à présenter toutes les garanties de solidité. Ajoutons que l'avancement moyen fut de $0^m,10$ par jour, soit 3 mètres par mois, et que les dépenses de percement et muraillement s'élevèrent en moyenne à 1 100 fr. par mètre courant.

Théoriquement, ce procédé était évidemment bon, mais on devait s'attendre à des difficultés imprévues, et le programme tracé à l'avance avait besoin d'être sanctionné par la pratique. Pour le faire apprécier dans tous ses détails, nous présenterons ci-après quelques extraits du journal de M. Victor Simon.

La charpente et la digue établies contre le *vif-thier*[1] furent enlevées avec précaution en reboisant avec soin, quoique provisoirement, la partie de la galerie comprise entre la maçonnerie et le vif-thier. Arrivé près de celui-ci, on établit un cadre en chêne solide, et représenté (fig. 68 et 69). La semelle se com-

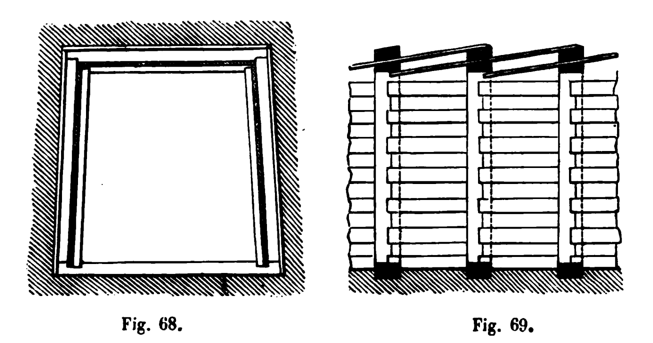


Fig. 68. Fig. 69.

posait d'une seule pièce. Les montants et la tête étaient sciés en deux, de sorte que la section transversale présentait la forme indiquée. Les deux parties des montants et la tête étaient reliées par des boulons, mais tenues éloignées de $0^m,05$ par trois tasseaux en bois, dont l'un se trouvait au milieu de la longueur, les deux autres à chacune des extrémités. Le cadre, étant mis en

[1] Le mot *vif-thier* est une expression des mineurs belges, qui désignent ainsi la paroi verticale du fond d'une galerie.

place, laissait ainsi dans la tête et les montants une rainure dans laquelle on chassait à coups de masse, en les faisant pénétrer dans le terrain, des palplanches de hêtre de $0^m,05$ d'épaisseur (largeur de l'écartement des pièces). Ces palplanches avaient $0^m,25$ de large et $1^m,50$ à $1^m,80$ de long. L'extrémité qui pénétrait dans le terrain était un peu amincie en coin ; on frappait sur leur tête jusqu'à ce qu'elles refusassent d'avancer; l'écartement des pièces du cadre dans lequel elles glissaient leur imprimait une direction divergente telle qu'elles devaient former, avec les parois et le faîte de la galerie, un angle de 15°. Cet angle était imprimé par les faces de la rainure, et l'on formait ainsi dans les sables un garnissage divergent que la pression du terrain devait ramener à une position normale. Les figures 69 et 70 représentent, en coupe et en plan, la disposition des cadres et des garnissages.

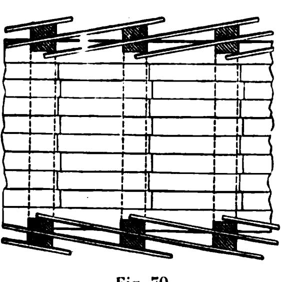


Fig 70.

La section du cadre était calculée de manière à pouvoir établir intérieurement une maçonnerie de deux briques d'épaisseur, en conservant à la galerie ses dimensions ordinaires, c'est-à-dire $2^m,60$ sur $2^m,20$.

Cela fait, on procéda à l'avancement de la galerie, et l'on chassa successivement, partout où les sables se montraient, un massif de picots horizontaux. Ces picots, choisis et sans nœuds, avaient une longueur moyenne de $1^m,20$ sur $0^m,10$ à $0^m,15$ de diamètre. Ce garnissage fut ensuite calfaté avec du foin et des picots de $0^m,25$ de longueur, pour arrêter l'affluence du sable qui sortait par les intervalles.

L'aspect de la taille est représenté en élévation par la figure 71, et en coupe par la figure 72.

Pendant ce travail, le vif-thier exerçait une forte pression contre les madriers dont il était garni. Ces madriers étaient main-

tenus par des poussards horizontaux butant contre les cadres précédents.

Tout étant bien ferme et soutenu, on poussa en avant de $0^m,25$ la rangée supérieure de pilotis sur une hauteur de $0^m,30$, puis une deuxième rangée, une troisième, etc., ainsi que l'indique la figure 73. Arrivé sur le sol, on enfonça verticalement dans le

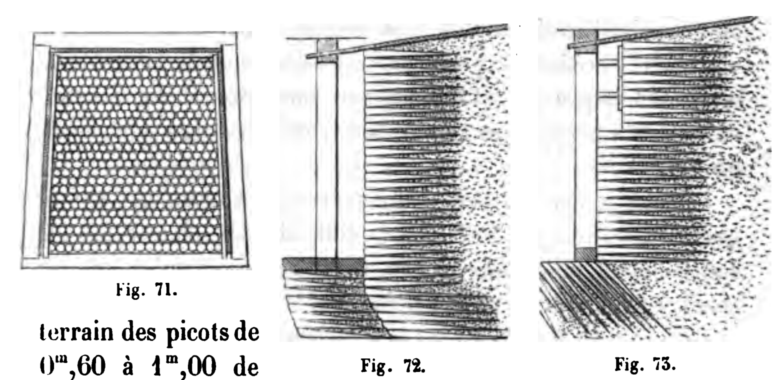


Fig. 71. Fig. 72. Fig. 73.

terrain des picots de $0^m,60$ à $1^m,00$ de long au fur et à mesure que l'on faisait avancer horizontalement les autres, dans la crainte d'une affluence de sable par ce point.

Il faut remarquer que très-souvent, pendant cet avancement, des picots se déchiraient, prenaient une mauvaise direction ou refusaient d'avancer ; il fallait alors les remplacer après avoir enlevé avec la tarière l'argile ou les sables qui se trouvaient desséchés par la pression.

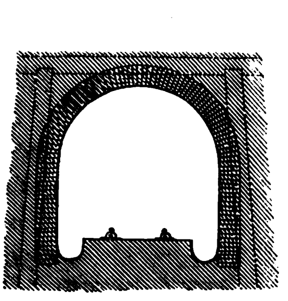
On continua cette opération jusqu'à ce que tous les pilotis fussent assez avancés pour que l'on pût placer un troisième cadre contre la taille.

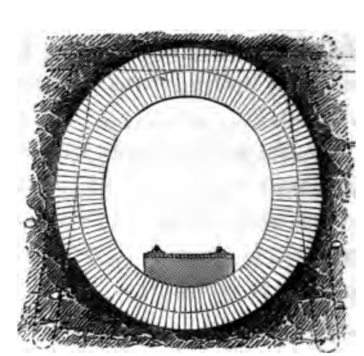
On procéda ainsi à l'avancement par deux opérations successives : le chassage de palplanches autour des cadres et celui du garnissage en picots, que l'on poussait toujours en avant, en remplaçant par de nouveaux, enfoncés à la partie supérieure de la galerie, tous ceux qui descendaient dans le sol ou qui se perdaient latéralement dans les sables. Après divers accidents qui

interrompirent cet avancement, on est enfin parvenu à traverser toute la masse des sables, qui avait environ 15 mètres d'épaisseur. On avançait en moyenne de $0^{m},10$ par jour lorsque le travail marchait régulièrement. Pour accélérer le travail, on fit marcher les picots à l'aide d'une pièce de bois suspendue qui servait de bélier. Toutes les fois que cela était nécessaire, c'est-à-dire lorsque le sable comprimé empêchait les picots d'avancer, on en retirait quelques-uns et on laissait couler le sable de manière à le raréfier. Le picotage ne devait, en effet, laisser passer que très-peu de sable dans son mouvement; la quantité extraite n'a presque jamais dépassé 3 mètres cubes par vingt-quatre heures.

La galerie, une fois percée, fut redressée et muraillée, travail qui ne présenta pas une grande difficulté, les sables ayant été suffisamment desséchées par le percement pour qu'on pût les retailler et relever les cadres déformés.

La forme de la galerie, avant la rencontre des sables, est re-


Fig. 74.


Fig. 75.

présentée par la figure 74, qui indique la voie de roulage établie au milieu et de chaque côté des rigoles pour l'écoulement des eaux. Cette forme ne pouvait plus être conservée pour traverser les sables, et l'on adopta celle qui est représentée par la figure 75, avec double muraillement circulaire.

On n'employa que des briques de choix et très-dures pour les

revêtements ; les remplissages intérieurs se firent avec des briques plus communes. Le mortier était composé de 1/2 de chaux de Chaudfontaine, 1/3 de cendres de four à zinc, 1/6 de sable blanc ; le tout passé à une claie très-fine. Ce mortier, fait longtemps à l'avance, était de nouveau travaillé avant d'être mis en œuvre.

Cette description rapide suffit pour faire apprécier les difficultés que peuvent présenter le percement et le muraillement des galeries et les moyens qui peuvent être employés. L'exemple décrit résume, en effet, les divers procédés usités dans les terrains ébouleux. Le plus souvent, celui des palplanches, indiqué par les figures 68, 69 et 70, suffit pour traverser ces terrains, dans lesquels on doit toujours assurer la galerie par un bon muraillement.

PERCEMENT DES TUNNELS.

Les galeries à grande section dites *tunnels* ont généralement pour but d'ouvrir un passage aux canaux ou aux chemins de fer. L'établissement de ces galeries ne fait donc pas rigoureusement partie de l'art des mines ; mais les procédés employés pour les percer se lient si intimement aux procédés employés pour les galeries de mines, que l'art de les conduire est un complément naturel de ce qui vient d'être exposé.

La seule condition qui distingue les tunnels des galeries ordinaires est leur dimension ; ils doivent avoir en général 6, 7 et 8 mètres de hauteur sur une largeur analogue. Ces conditions de dimensions suffisent pour nécessiter, dans la conduite du percement, des moyens tout à fait spéciaux ; d'abord parce que l'homme ne peut guère atteindre, avec ses outils, une hauteur de plus de 2 mètres; en second lieu parce que les bois de soutènement ne peuvent avoir ces dimensions de 6 à 8 mètres de longueur sans fléchir sous la charge. Il faut donc adopter une méthode de travail qui soit conciliable avec ces deux conditions.

On ne rencontrera aucune difficulté pour le percement d'un tunnel à grande section dans un terrain consistant, ou du moins assez solide pour être d'abord excavé sur d'aussi grandes dimensions, puis ensuite muraillé : dans ce cas, on adoptera pour le fond de l'excavation une disposition en trois ou quatre gradins, qui permettra aux mineurs d'attaquer à la fois toute la section ; les maçons suivront à une certaine distance le chantier d'abatage et construiront les pieds-droits et la voûte partout où cela sera nécessaire.

Mais, dans la plupart des cas, les roches ne présentent pas assez de consistance pour être excavées sur de si grandes surfaces et pour attendre sans s'écrouler le revêtement de maçonnerie qui doit les soutenir et les préserver de l'action de l'air. Deux méthodes se présentent alors à l'ingénieur :

1° Diviser le percement en plaçant plusieurs galeries sur la section du tunnel, et construisant à l'aide de ces galeries le muraillement par portions isolées, que l'on raccorde ensuite en attaquant le reste de la section.

2° Attaquer à la fois toute la section du tunnel, en s'aidant d'un boisage mobile qui se construit dans l'intérieur de l'excavation à mesure qu'elle progresse, et qui soutient le plafond et les parois jusqu'à ce que l'avancement permette de construire la maçonnerie.

Pour l'organisation et la conduite de ces percements, on ne peut poser de règles absolues ; mais, comme toutes les méthodes dérivent du même principe et ne diffèrent que par les détails, quelques exemples suffiront pour fixer les idées sur ces deux procédés.

Méthode par section divisée. — Nous commencerons par le système de *section divisée*, et nous prendrons pour premier exemple le souterrain percé au point de partage du canal de Bourgogne.

Ce tunnel a 5 mètres de hauteur sous clef sur une largeur de 4 mètres ; les murs ont 1 mètre d'épaisseur dans certaines parties, de telle sorte que le percement dut avoir plus de 6 mètres dans chaque sens. La voûte est en plein cintre.

Deux galeries furent ouvertes à l'emplacement des pieds-droits, avec une largeur suffisante pour embrasser leur épaisseur et laisser un passage à côté pour amener les matériaux et construire. Ces galeries furent boisées, et l'on démonta le boisage à mesure que le revêtement en maçonnerie venait soutenir les parois. Pendant l'exécution de ce travail, on perçait également une galerie sous la clef de la voûte, on la boisait et on y établissait des rails pour faciliter les déblais qui devaient se faire ultérieurement (fig. 76).



Fig. 76. *Ouverture des trois galeries. Construction des pieds-droits.*

Les pieds-droits ayant été construits jusqu'en haut de chaque galerie latérale, vers la naissance de la voûte, et la galerie supérieure percée, on ouvrit de distance en distance des chambres de déblai ; ces chambres, de 6 à 10 mètres de longueur, étaient isolées par des massifs pleins, de sorte que la solidité générale ne fut pas altérée. A mesure que l'on déblayait, on posait d'ailleurs, pour soutenir les terrains découverts, un boisage en éventail (fig. 77); ces boisages, espacés d'environ 2 mètres, soutenaient des longrines et des plateaux appliqués contre le sol, suivant toute la longueur de la chambre.

Fig. 77. *Élargissement de la voûte. Pose d'un boisage en éventail.*

Le terrain ainsi déblayé, on monta un cintre entre chaque

boisage en éventail, et l'on passa ensuite les voussoirs sur les cintres, en ayant soin de décaler successivement chacun des poussards du boisage en éventail, en les remplaçant par des poussards plus courts, calés sur les voussoirs (fig. 78).



Fig. 78. *Pose des cintres. Construction de la voûte.*

Ce nouveau boisage ayant été substitué au premier, on construisit la voûte sur les voussoirs, et l'on arriva à la fermer en décalant et supprimant progressivement tout le boisage provisoire.

Les premières chambres une fois muraillées, on attaqua les massifs pleins qui les séparaient, en opérant dans ces secondes chambres de la même manière que dans les premières. Le tunnel se trouva dès lors complétement muraillé, et il ne resta plus pour le terminer qu'à enlever le stross intérieur.

Ces opérations successives sont lentes, et le percement d'un tunnel de quelques centaines de mètres de longueur serait une opération fort longue, si on se bornait à l'attaquer par ses deux extrémités. Il faut nécessairement foncer des puits sur la ligne du tunnel projeté, les pousser à la profondeur convenable, et créer au moyen de ces puits des ateliers supplémentaires. Chaque puits permet d'établir deux ateliers dont le service se fait par une machine d'extraction placée à son orifice.

On fixe la position des puits à l'aide d'un théodolite placé sur un observatoire assez élevé pour permettre de déterminer sur le terrain la trace du plan vertical passant par l'axe du tunnel. Ce tracé une fois bien établi, on marque la position que l'on veut donner aux puits, et l'on fonce ces puits bien verticalement. Lorsqu'ils sont à la profondeur convenable, des fils à plomb, fixés au jour et descendant jusqu'au fond, permettent d'y tracer les deux axes perpendiculaires qui déterminent l'axe souter-

rain du tunnel. Cette détermination obtenue, les galeries sont tracées et percées. Leur direction est sans cesse contrôlée pendant le cours du travail ; de telle sorte que tous les ateliers marchent bien exactement l'un vers l'autre, et qu'ils se rapportent à l'axe du tunnel.

Il est en effet très-important que le tunnel, ainsi composé de tronçons dont le percement se fait isolément, présente cependant la même régularité de lignes que s'il eût été exécuté par un seul atelier. Aussi, pour ne pas s'exposer à des erreurs, le muraillement n'est-il généralement commencé qu'après que tous les ateliers ont été mis en communication par la galerie placée près de la clef de voûte. Cette galerie est toujours poussée plus activement que les autres.

Dans beaucoup de cas on procède en construisant la voûte avant les pieds-droits, méthode qui a l'avantage d'exécuter la partie la plus difficile avant que la solidité du terrain ait pu être altérée par les percements inférieurs. Quelques détails sur la marche suivie pour le percement de Blaisy sur le chemin de fer de Lyon fixeront les idées sur les phases successives de ce travail.

Le tunnel de Blaisy, situé au nord de Dijon, a une longueur de 4 100 mètres ; il a été percé à l'aide de 22 puits, dont les ateliers joints aux deux ateliers extrêmes ont constitué 46 ateliers. Le plus profond de ces puits a 197 mètres de profondeur ; 8 puits seulement ont moins de 100 mètres, et la profondeur additionnée des 22 puits est de 2 458 mètres.

Ces puits n'ont pas été foncés, ainsi que cela se fait très-souvent, sur l'axe même du tunnel ; on les a placés à côté et en dehors des pieds-droits.

Le tunnel a 8 mètres de hauteur (7^{m},50 au-dessus des rails), 8 mètres de largeur dans œuvre ; sa forme est une voûte à plein cintre posée sur deux pieds-droits verticaux.

Les matériaux employés furent : pour la pierre de taille et les moellons, le calcaire à entroques et le calcaire à gryphées des carrières voisines ; pour les mortiers, le sable de la Saône et la

chaux hydraulique fabriquée sur place par la cuisson des calcaires siliceux à bélemnites et à possidonies ; pour les chapes,



Fig. 79. *Ouverture de la galerie.*

le ciment de Pouilly et un ciment analogue à celui de Vassy, fabriqué sur les lieux.



Fig. 80. *Construction de la voûte.*

Le percement fut attaqué par une galerie à grande section de

4 mètres environ de hauteur sur 3m,50 de largeur, placée à la clef de la voûte. Cette galerie fut avancée par gradins, solidement boisée et pourvue de deux voies de fer pour la circulation des matériaux. La galerie une fois percée, on procéda aux élargissements latéraux, en soutenant par un boisage en éventail toutes les parties qui en avaient besoin. Les figures 79 et 80 représentent les deux périodes de cet élargissement dans les conditions de solidité moyenne du terrain avant et après la pose des cintres pour la construction de la voûte.

La figure 81 représente la disposition du boisage, en bois



Fig. 81. *Construction de la voûte et du boisage en éventail dans les terrains ébouleux.*

équarris, et celle de la construction de la voûte dans les terrains sans consistance.

Ce travail d'élargissement fut exécuté, comme d'habitude, par chambres, isolées les unes des autres par des massifs qui ne furent eux-mêmes attaqués qu'après la construction de la voûte dans les premières chambres.

L'achèvement du tunnel fut effectué par deux opérations distinctes : 1° l'enlèvement du stross, en laissant la voûte soute-

nue par le terrain lui-même formant deux pieds-droits naturels; 2° l'enlèvement de ces pieds-droits naturels et la construction des pieds-droits maçonnés.

L'enlèvement du stross se fit en deux gradins, ainsi que l'indique la figure 82 ; inutile d'ajouter que, partout où le terrain ne paraissait pas assez solide pour soutenir la maçonnerie superposée, on le consolidait par des bois.



Fig. 82. *Enlèvement du stross.*

Quand ce travail fut terminé, on attaqua les souterrains qui soutenaient la voûte par des tranchées verticales, dans lesquelles on construisait immédiatement un pilier ou portion du mur pied-droit ; on attaqua ainsi progressivement le terrain par tranchées successives, auxquelles on substituait immédiatement le muraillement, et l'ouvrage fut complété.

Le tunnel de Blaisy fut terminé en trois ans et quatre mois. On évalue à 150 000 mètres cubes la masse des matériaux employés à la construction. Le nombre des ouvriers a varié de 800 à 2500, et la dépense totale s'est élevée à 7 790 000 fr.,

soit 1 900 fr. par mètre courant. Ce tunnel a été exécuté par un entrepreneur, M. Debains, et nous devons les dessins et les détails qui précèdent à M. Sautter, ingénieur qui a dirigé les travaux.

Méthode anglaise. — Lorsqu'un tunnel doit traverser des terrains ébouleux, la construction successive des diverses parties du muraillement présente des inconvénients et des difficultés ; on préfère, dans ce cas, attaquer à la fois toute la section, et procéder par la méthode dite *méthode anglaise*.

M. Simms a décrit avec beaucoup de détail l'application qu'il a faite de cette méthode pour le percement des deux tunnels de Bleckingley et de Saltwood ; nous en résumerons les traits caractéristiques.

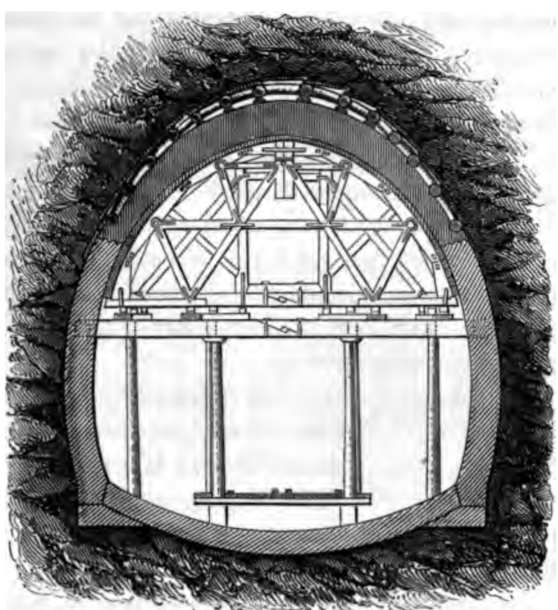


Fig. 83. *Coupe transversale et disposition des cintres.*

Les sections adoptées par M. Simms sont des muraillements complets composés de séries d'arcs de cercle. La voûte du sol est surbaissée ; celle du faîte est elliptique, de manière à présenter une plus grande résistance à l'écrasement. La figure 83 indique la forme donnée au muraillement et son mode de construction au moyen des cintres mobiles.

Les puits ayant été placés et foncés à profondeur, sur l'axe même du tunnel, une galerie directrice fut ouverte à la base de

la section et percée de manière à mettre les divers chantiers en communication et à donner des axes précis. Les sections furent ensuite attaquées et progressivement pourvues d'un boisage complet dont la planche IX indique la disposition en coupe et en élévation.

Ce boisage se compose de deux parties distinctes :

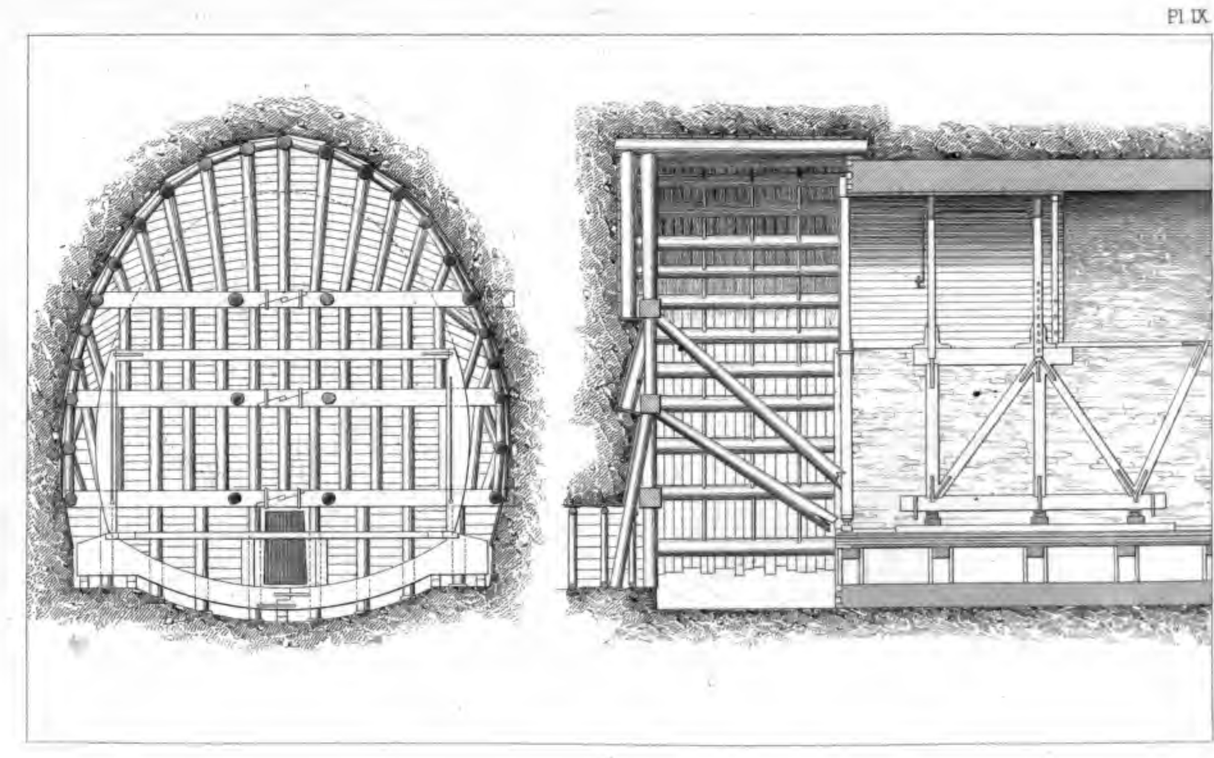
1° Un bouclier appliqué contre la paroi du fond et destiné à en maintenir la section régulière et verticale ; ce bouclier est composé de bois verticaux ou inclinés en éventail, maintenus par des traverses formées de deux morceaux assemblés, lesquelles sont elles-mêmes soutenues par des poussards inclinés et appuyés sur le sol. Les pièces verticales ou inclinées de ce bouclier soutiennent elles-mêmes un garnissage de planches et de madriers horizontaux appliqué contre le sol.

2° Un garnissage destiné à soutenir les parois et la voûte ; ce garnissage est composé de pièces de bois horizontales, engagées d'un côté derrière la maçonnerie déjà faite, et soutenues à leur autre extrémité par les pièces verticales ou en éventail du bouclier. Ces bois horizontaux soutiennent des planches imbriquées qui forment un garnissage aussi serré que l'exige la nature plus ou moins ébouleuse du sol.

Tous ces bois sont ronds et, autant que possible, exempts de nœuds et d'irrégularités. Ils sont, en effet, destinés à servir pendant tout le temps du travail, et, dans ce but, il n'y a d'autre assemblage que des cales et quelques clous, de telle sorte qu'on puisse rapidement démonter ou remonter telle ou telle partie du boisage.

La première situation d'un chantier est celle du soutènement ; c'est un état stable à l'aide duquel, si le chantier est dans l'état indiqué par la planche IX, on peut procéder au muraillement de toute la partie vide ; pour cela on monte les cintres, on pose les voussoirs et on construit l'anneau complet du muraillement. Ce travail supposé terminé, les bois horizontaux se trouvent engagés presque entièrement derrière la maçonnerie ; on a eu soin, en construisant, de les maintenir dégagés au moyen de

Pl. IX



tasseaux placés entre les briques et le garnissage. Il s'agit ensuite de procéder à l'avancement.

L'attaque de la section se fait par la partie supérieure; les ouvriers démontent par parties successives le haut du bouclier, enlèvent le garnissage et creusent d'abord le sol en face des pièces rondes horizontales. A mesure que l'excavation avance, ils font avancer ces pièces au moyen de leviers qu'ils engagent dans le bois et qu'ils appuient contre la maçonnerie; ils font ainsi glisser toutes les pièces en avant et leur superposent des planches de garnissage. A l'aide de cette manœuvre les ouvriers pratiquent un gradin supérieur qui doit avoir pour avancement la longueur disponible des bois ronds horizontaux. Pendant tout le cours du travail ces bois doivent rester engagés derrière la maçonnerie, et, lorsqu'on procède à l'avancement, on les appuie sur le sol du gradin en remontant les bois verticaux et en éventail.

L'avancement du gradin étant complet et le garnissage rétabli, on démonte la partie inférieure du bouclier et l'on procède à l'abatage du stross en rétablissant progressivement les boisages

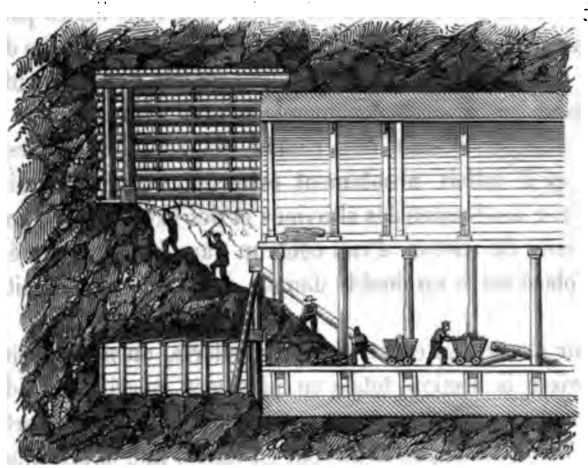


Fig. 84. *Coupe longitudinale du percement de Saltwood.*

latéraux. La figure 84 indique la disposition du chantier au moment de cet abatage.

On rétablit ainsi la situation indiquée par la planche IX, et l'on peut procéder à la construction d'un second anneau du muraillement.

L'avancement du chantier s'obtient donc par reprises successives d'une longueur déterminée, et par anneaux successivement construits jusqu'à l'achèvement. Les principes de la méthode une fois compris, il est évident que l'on peut faire varier les dispositions de ce boisage mobile suivant les exigences du sol à traverser, multipliant les bois et les précautions là où il y a péril, simplifiant au contraire là où le terrain est plus solide.

La méthode employée par M. Brunel pour le percement du tunnel sous la Tamise est le complément de celle que nous venons d'exposer.

Le percement du tunnel sous la Tamise est un des ouvrages souterrains les plus remarquables par l'accumulation des difficultés qui se présentèrent. Ce tunnel devait, en effet, passer au-dessous des eaux et des alluvions du fleuve dans un terrain dont la consistance était justement douteuse.

Le terrain avait d'abord été exploré par trois lignes parallèles de sondages qui avaient indiqué l'existence d'une couche d'argile assez dense et assez épaisse pour contenir le percement. Mais ces sondages avaient également indiqué qu'au-dessous de ce banc d'argile existait une couche puissante de sables aquifères qu'il fallait absolument éviter. Le tunnel devait donc cheminer au-dessous des alluvions et des eaux de la Tamise et au-dessus du niveau d'eau contenu dans les sables inférieurs, ainsi placé entre un double danger, dans une zone étroite d'argile.

Pour excaver et construire cette galerie, on ne pouvait guère subdiviser la section totale en plusieurs galeries à l'aide desquelles on aurait successivement monté les diverses parties du revêtement. Cette méthode était en effet d'une application difficile pour un muraillement de cette importance ; il était à craindre que le muraillement, établi par portions dans un terrain dont on n'était pas sûr, ne fût exposé à des mouvements par-

nue par le terrain lui-même formant deux pieds-droits naturels; 2° l'enlèvement de ces pieds-droits naturels et la construction des pieds-droits maçonnés.

L'enlèvement du stross se fit en deux gradins, ainsi que l'indique la figure 82 ; inutile d'ajouter que, partout où le terrain ne paraissait pas assez solide pour soutenir la maçonnerie superposée, on le consolidait par des bois.


Fig. 82. *Enlèvement du stross.*

Quand ce travail fut terminé, on attaqua les souterrains qui soutenaient la voûte par des tranchées verticales, dans lesquelles on construisait immédiatement un pilier ou portion du mur pied-droit ; on attaqua ainsi progressivement le terrain par tranchées successives, auxquelles on substituait immédiatement le muraillement, et l'ouvrage fut complété.

Le tunnel de Blaisy fut terminé en trois ans et quatre mois. On évalue à 150 000 mètres cubes la masse des matériaux employés à la construction. Le nombre des ouvriers a varié de 800 à 2500, et la dépense totale s'est élevée à 7 790 000 fr.,

soit 1 900 fr. par mètre courant. Ce tunnel a été exécuté par un entrepreneur, M. Debains, et nous devons les dessins et les détails qui précèdent à M. Sautter, ingénieur qui a dirigé les travaux.

Méthode anglaise. — Lorsqu'un tunnel doit traverser des terrains ébouleux, la construction successive des diverses parties du muraillement présente des inconvénients et des difficultés ; on préfère, dans ce cas, attaquer à la fois toute la section, et procéder par la méthode dite *méthode anglaise*.

M. Simms a décrit avec beaucoup de détail l'application qu'il a faite de cette méthode pour le percement des deux tunnels de Bleckingley et de Saltwood ; nous en résumerons les traits caractéristiques.

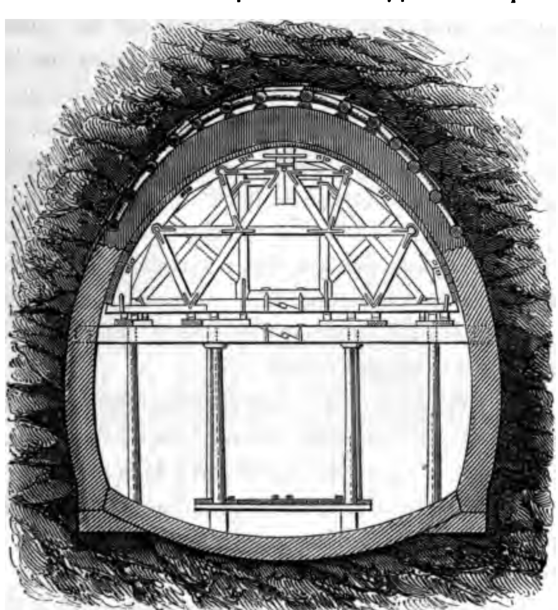


Fig. 83. *Coupe transversale et disposition des cintres.*

Les sections adoptées par M. Simms sont des muraillements complets composés de séries d'arcs de cercle. La voûte du sol est surbaissée ; celle du faîte est elliptique, de manière à présenter une plus grande résistance à l'écrasement. La figure 83 indique la forme donnée au muraillement et son mode de construction au moyen des cintres mobiles.

Les puits ayant été placés et foncés à profondeur, sur l'axe même du tunnel, une galerie directrice fut ouverte à la base de

la section et percée de manière à mettre les divers chantiers en communication et à donner des axes précis. Les sections furent ensuite attaquées et progressivement pourvues d'un boisage complet dont la planche IX indique la disposition en coupe et en élévation.

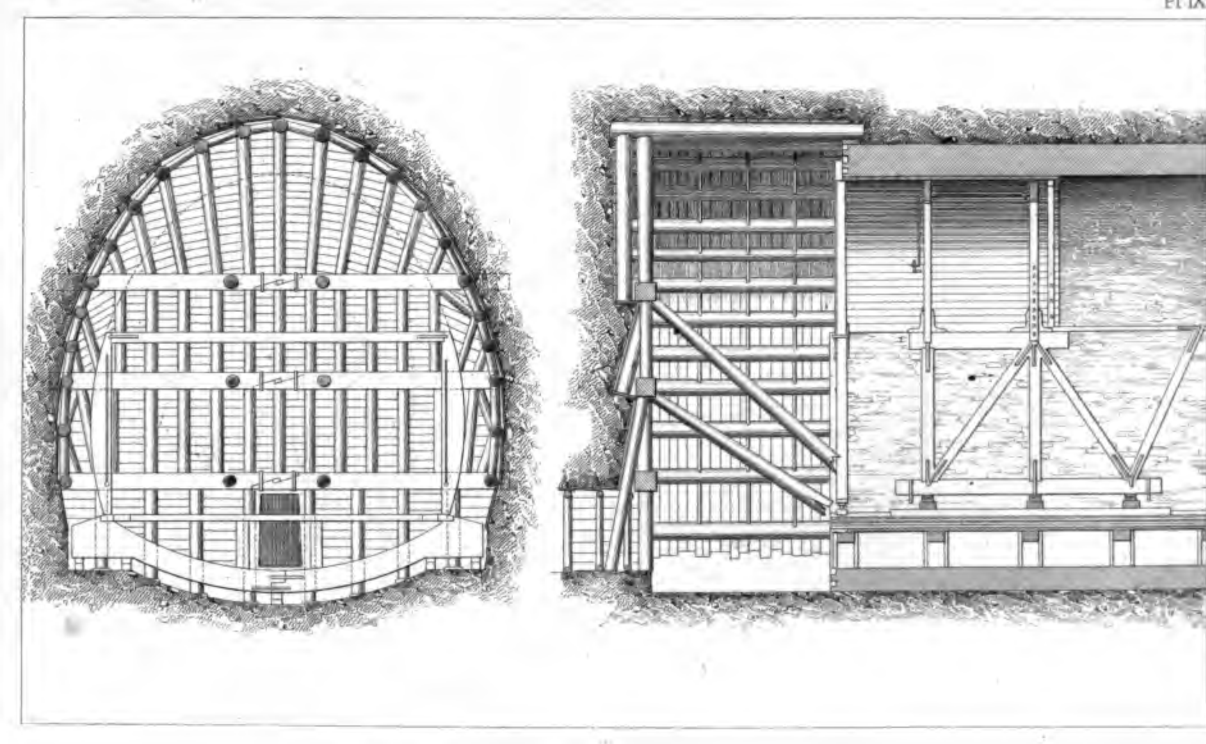
Ce boisage se compose de deux parties distinctes :

1° Un bouclier appliqué contre la paroi du fond et destiné à en maintenir la section régulière et verticale ; ce bouclier est composé de bois verticaux ou inclinés en éventail, maintenus par des traverses formées de deux morceaux assemblés, lesquelles sont elles-mêmes soutenues par des poussards inclinés et appuyés sur le sol. Les pièces verticales ou inclinées de ce bouclier soutiennent elles-mêmes un garnissage de planches et de madriers horizontaux appliqué contre le sol.

2° Un garnissage destiné à soutenir les parois et la voûte ; ce garnissage est composé de pièces de bois horizontales, engagées d'un côté derrière la maçonnerie déjà faite, et soutenues à leur autre extrémité par les pièces verticales ou en éventail du bouclier. Ces bois horizontaux soutiennent des planches imbriquées qui forment un garnissage aussi serré que l'exige la nature plus ou moins ébouleuse du sol.

Tous ces bois sont ronds et, autant que possible, exempts de nœuds et d'irrégularités. Ils sont, en effet, destinés à servir pendant tout le temps du travail, et, dans ce but, il n'y a d'autre assemblage que des cales et quelques clous, de telle sorte qu'on puisse rapidement démonter ou remonter telle ou telle partie du boisage.

La première situation d'un chantier est celle du soutènement ; c'est un état stable à l'aide duquel, si le chantier est dans l'état indiqué par la planche IX, on peut procéder au muraillement de toute la partie vide ; pour cela on monte les cintres, on pose les voussoirs et on construit l'anneau complet du muraillement. Ce travail supposé terminé, les bois horizontaux se trouvent engagés presque entièrement derrière la maçonnerie ; on a eu soin, en construisant, de les maintenir dégagés au moyen de



Pl. IX

tasseaux placés entre les briques et le garnissage. Il s'agit ensuite de procéder à l'avancement.

L'attaque de la section se fait par la partie supérieure ; les ouvriers démontent par parties successives le haut du bouclier, enlèvent le garnissage et creusent d'abord le sol en face des pièces rondes horizontales. A mesure que l'excavation avance, ils font avancer ces pièces au moyen de leviers qu'ils engagent dans le bois et qu'ils appuient contre la maçonnerie ; ils font ainsi glisser toutes les pièces en avant et leur superposent des planches de garnissage. A l'aide de cette manœuvre les ouvriers pratiquent un gradin supérieur qui doit avoir pour avancement la longueur disponible des bois ronds horizontaux. Pendant tout le cours du travail ces bois doivent rester engagés derrière la maçonnerie, et, lorsqu'on procède à l'avancement, on les appuie sur le sol du gradin en remontant les bois verticaux et en éventail.

L'avancement du gradin étant complet et le garnissage rétabli, on démonte la partie inférieure du bouclier et l'on procède à l'abatage du stross en rétablissant progressivement les boisages

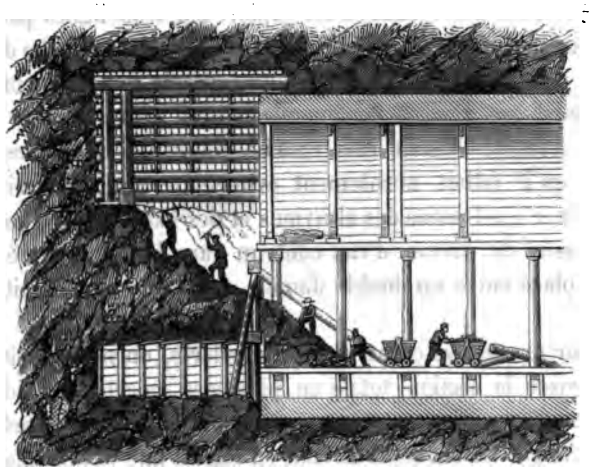


Fig. 84. *Coupe longitudinale du percement de Saltwood.*

latéraux. La figure 84 indique la disposition du chantier au moment de cet abatage.

On rétablit ainsi la situation indiquée par la planche IX, et l'on peut procéder à la construction d'un second anneau du muraillement.

L'avancement du chantier s'obtient donc par reprises successives d'une longueur déterminée, et par anneaux successivement construits jusqu'à l'achèvement. Les principes de la méthode une fois compris, il est évident que l'on peut faire varier les dispositions de ce boisage mobile suivant les exigences du sol à traverser, multipliant les bois et les précautions là où il y a péril, simplifiant au contraire là où le terrain est plus solide.

La méthode employée par M. Brunel pour le percement du tunnel sous la Tamise est le complément de celle que nous venons d'exposer.

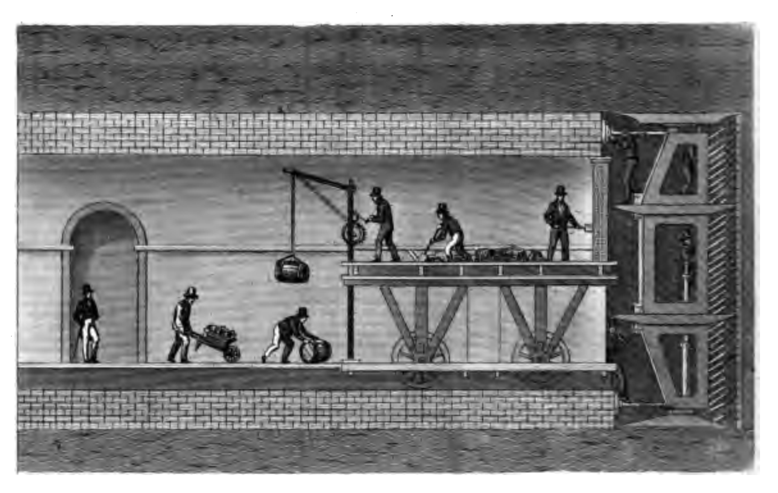
Le percement du tunnel sous la Tamise est un des ouvrages souterrains les plus remarquables par l'accumulation des difficultés qui se présentèrent. Ce tunnel devait, en effet, passer au-dessous des eaux et des alluvions du fleuve dans un terrain dont la consistance était justement douteuse.

Le terrain avait d'abord été exploré par trois lignes parallèles de sondages qui avaient indiqué l'existence d'une couche d'argile assez dense et assez épaisse pour contenir le percement. Mais ces sondages avaient également indiqué qu'au-dessous de ce banc d'argile existait une couche puissante de sables aquifères qu'il fallait absolument éviter. Le tunnel devait donc cheminer au-dessous des alluvions et des eaux de la Tamise et au-dessus du niveau d'eau contenu dans les sables inférieurs, ainsi placé entre un double danger, dans une zone étroite d'argile.

Pour excaver et construire cette galerie, on ne pouvait guère subdiviser la section totale en plusieurs galeries à l'aide desquelles on aurait successivement monté les diverses parties du revêtement. Cette méthode était d'une application difficile pour un muraillement de cette importance ; il était à craindre que le muraillement, établi par portions dans un terrain dont on n'était pas sûr, ne fût exposé à des mouvements par-



Coupe transversale du percement du Tunnel sous la Tamise.



Coupe longitudinal suivant l'axe d'une des galeries du Tunnel sous la Tamise.

Page 293

tiels, et que l'ensemble n'eût pas l'unité et la solidarité qui pouvaient seules conduire à un résultat durable.

Pour construire les deux galeries voûtées du tunnel, il fallait creuser une galerie rectangulaire de $10^m,60$ de largeur sur $6^m,30$ de hauteur; or une pareille excavation pouvait d'autant moins être tentée par des procédés ordinaires, que, dans le milieu du fleuve, la galerie, qui devait passer à $13^m,70$ au-dessous du niveau des plus hautes eaux, n'était protégée que par des terrains dont quelques mètres seulement étaient de nature argileuse.

Pour vaincre ces difficultés, M. Brunel employa un bouclier composé de douze châssis en fonte (planche X, fig. 1 et 2), simplement posés les uns à côté des autres. Ces châssis étaient divisés en trois compartiments dans lesquels étaient étagés les ouvriers, de telle sorte que, sur la face de la galerie, ils étaient au nombre de 36, disposés sur trois rangs. Les châssis étaient butés contre la maçonnerie déjà faite au moyen de vis de pression qui les faisaient avancer au besoin; à leur partie supérieure étaient des pièces de bois qui soutenaient le plafond. Enfin, contre le sol se trouvaient des planchettes d'étai, serrées contre le terrain au moyen de vis appuyées suivant toute la longueur des châssis.

Les ouvriers enlevaient successivement les planchettes du garnissage, excavaient derrière jusqu'à environ $0^m,20$ de profondeur et les replaçaient; de cette façon, la paroi verticale était toujours soutenue. Lorsque l'abatage était terminé sur toute la surface du rectangle faisant face à un châssis, on en desserrait les vis d'étai et on le faisait avancer au moyen des grandes vis opposées, butées contre la maçonnerie. On faisait ainsi avancer successivement tous les châssis du bouclier, et après cet avancement la maçonnerie était augmentée d'un rang de briques. Un chariot mobile amenait les matériaux à hauteur, de sorte que les diverses opérations de l'excavation et du muraillement étaient conduites simultanément.

Malgré les difficultés de l'entreprise et la complication des

moyens, 160 mètres furent excavés et muraillés en 18 mois; mais, en s'approchant du fond du fleuve, la couche protectrice d'argile s'amincit sensiblement, et deux irruptions de la rivière envahirent les travaux, qui furent longtemps interrompus. Pour les rétablir, il fallut opérer dans le lit même de la Tamise, où il s'était formé des entonnoirs; on les boucha en y jetant de l'argile, et l'un d'eux en exigea plus de 3000 mètres cubes. Après avoir ainsi réparé le lit effondré de la Tamise, les eaux furent épuisées et le travail repris en établissant, au moyen d'un garnissage en coins, un serrage entre les voûtes construites et le terrain, de manière à réduire considérablement l'affluence des eaux ; le bouclier fut progressivement poussé en avant, de manière à traverser le sol jusqu'à la rive opposée.

On voit que le procédé de M. Brunel n'est autre que celui qui est employé pour les tunnels percés dans les terrains ébouleux, avec toutes les modifications que put opposer la science de l'ingénieur aux difficultés spéciales de l'entreprise. Le bouclier, au lieu d'être en bois, fut formé de solides pièces de fonte; les anneaux successivement ajoutés au muraillement, au lieu d'avoir 3 ou 4 mètres de longueur, n'avaient que la longueur d'une brique. En un mot, on s'était appliqué à suivre le plus rigoureusement possible les principes de la méthode, qui sont : 1° établir dans le chantier de percement un soutènement général, constamment et uniformément tendu contre toutes les parois; 2° faire avancer ce soutènement par reprises successives qui permettent d'ajouter en arrière un anneau au muraillement, sans que la tension générale du soutènement se trouve affaiblie en aucun point pendant les diverses périodes de ce travail.

Tunnels des Alpes. — Les études faites depuis quelques années pour franchir les Alpes par des chemins de fer ont donné à la construction des tunnels plus d'importance et d'actualité. Deux passages ont été choisis de préférence, le mont Cenis et le Simplon.

L'obstacle qu'opposent les Alpes au passage des chemins de fer ne résulte pas seulement du percement de longs tunnels im-

posés par le tracé, mais plus encore des conditions atmosphériques de leur altitude. Au delà de 2200 mètres de hauteur absolue, les neiges perpétuelles rendent les versants inhabitables; l'accumulation des neiges y détermine des avalanches et des abats de pierres et de boues qui descendent jusque dans les vallées habitées.

Il en résulte que les tunnels doivent être ouverts à des altitudes de 1200 à 1400 mètres; que leur longueur doit atteindre 8, 10, 12 kilomètres et au delà; enfin qu'on ne peut commencer ces grands tunnels que par les deux extrémités.

Les puits qui pourraient être percés pour activer le percement de ces tunnels devraient, en effet, avoir des profondeurs énormes, et d'autre part leurs orifices se trouveraient sur des versants inhabitables, sur lesquels il serait même impossible d'établir les machines et apparaux nécessaires au fonçage et au service d'extraction. Il faut donc se résigner à n'exécuter ces tunnels que par les deux chantiers des extrémités, condition qui en rend l'achèvement bien long et qui laissera même bien des incertitudes sur la précision du résultat. Placer l'axe et le niveau d'un même tunnel à 14 kilomètres de distance, après des nivellements qui ont dû traverser des crêtes surélevées de 1500 mètres et plus, est une opération difficile et dont les résultats, quelles que soient les précautions prises, offrent peu de garanties de précision.

La question capitale est celle du temps qui sera nécessaire pour l'exécution de ces grands tunnels. Celui du mont Cenis, dont le percement a été commencé le 1er septembre 1857, ne doit pas avoir moins de 13 kilomètres. Pour apprécier ce temps, il n'existe qu'un seul moyen, c'est de comparer les conditions d'exécution à celles des plus longs tunnels qui aient été encore exécutés.

Le tunnel de la Nerthe, près Marseille, a 4800 mètres de longueur; il a été percé, comme celui de Blaisy, au moyen de vingt-deux puits qui, avec les deux chantiers extrêmes, ont fourni un total de 46 chantiers.

La résistance des roches au percement d'un tunnel dépend à

la fois de leur nature minéralogique et de leur structure. Pour une même roche, l'existence d'un système de fissures et leur disposition favorable à l'abatage peut diminuer dans la proportion du simple au double le temps nécessaire pour la traverser. On ne peut donc formuler aucune règle qui puisse permettre d'établir *à priori* le devis du temps nécessaire pour l'établissement d'un tunnel. Cependant le tunnel de la Nerthe, ouvert dans les calcaires compactes du système crétacé, peut-être présenté comme un type des circonstances les plus favorables. La roche n'est ni scintillante ni même cristalline; elle présente des fissures nombreuses, mais pas en assez grande quantité pour que le percement ait eu besoin d'être muraillé.

Dans ces conditions, le tunnel de la Nerthe, confié à des entrepreneurs actifs, ne put être achevé qu'en 34 mois de travail. On a donc fait, en moyenne, 150 mètres par mois, soit environ 3 mètres $\frac{1}{8}$ par mois et par chantier. Au percement du tunnel on doit ajouter celui qui fut nécessaire pour le fonçage et l'installation des puits. Nous nous sommes donc enquis auprès des entrepreneurs de l'avancement qu'ils avaient obtenu dans les chantiers bien installés et dans de bonnes conditions de travail. Cet avancement est évalué par eux, dans les meilleures conditions, à 10 mètres par mois, le maximum ayant été de 12 mètres.

Cet avancement de 10 à 12 mètres par mois peut-il servir de base pour un tunnel de 12 à 13000 mètres de longueur, dans lequel on doit rencontrer, d'après l'étude géologique du terrain, des roches cristallines et quartzeuses très-longues à percer, alternant avec des schistes argileux qu'il faudra soutenir?

L'avancement est sensiblement diminué lorsqu'il faut soutenir et murailler le tunnel. Ainsi, pour le tunnel de Blaisy, dont nous avons précédemment détaillé les conditions d'exécution, l'avancement moyen n'a été que de 2^m,20 par chantier et par mois, et l'avancement maximum a été de 7 mètres par mois dans les chantiers les plus favorables.

Évaluer l'avancement moyen du tunnel du mont Cenis à 120 mètres par année et par chantier, soit à 240 mètres par an-

née pour les deux chantiers, c'est déjà se placer dans les meilleures hypothèses. A ce compte le travail durerait cinquante ans.

On a beaucoup parlé de machines qui doivent accélérer le percement du tunnel. Ces machines sont des appareils disposés de manière à percer à la fois des séries de coups de mine ; le moteur sera de l'air comprimé.

L'idée de percer mécaniquement les coups de mine n'est pas très-nouvelle, et des cylindres à air comprimé, donnant le mouvement à des fleurets, ont été essayés à plusieurs reprises sans avoir réussi. Les inconvénients de ces appareils sont : la détérioration rapide des fleurets, qui nécessite des démontages et des réparations continuels, et, en second lieu, la difficulté de donner aux coups de mine les positions convenables. Un coup bien ou mal placé produit des effets très-différents, et la supériorité du mineur sur les machines résulte précisément de la manière dont il sait disposer ses coups.

Les expériences qui vont se faire au mont Cenis présenteront d'ailleurs le plus grand intérêt ; mais, en admettant qu'elles aient un certain succès, il ne faut pas s'en exagérer l'influence. Si elles arrivent à simplifier dans quelques cas le forage des trous de mine, elles nécessiteront, d'autre part, des manœuvres spéciales et des installations qui exigeront du temps et gêneront les opérations du déblai des roches abattues et du travail des ouvriers sur le front des tailles.

Quoi qu'il en soit, il est bon de remarquer que, pour faciliter l'exploitation des mines de la Hongrie, du Harz et de la Saxe, on a exécuté des percements de galeries aussi longues que le tunnel projeté au mont Cenis. Les dificultés de l'exécution, et surtout le temps qu'elle exige, ne sont donc pas des raisons suffisantes pour reculer devant ces entreprises, si éminemment utiles.

FONÇAGE DES PUITS.

Les puits sont presque toujours verticaux, quelquefois inclinés de manière à suivre l'inclinaison d'un filon.

La section des puits varie suivant les usages auxquels ils sont consacrés. Les uns doivent servir à l'extraction des produits abattus; d'autres à l'établissement des pompes qui épuisent les eaux ; d'autres à l'aérage des travaux ; ils doivent enfin être munis d'échelles pour la descente et la remonte des ouvriers mineurs. Le plus souvent un même puits réunit plusieurs de ces services.

Les puits sont carrés ou rectangulaires lorsqu'ils doivent être boisés ; quelquefois ce sont des polygones à six, huit, dix, douze pans. Lorsqu'ils doivent être muraillés, ils sont ronds ou elliptiques.

Les puits ronds ont 2, 3 ou 4 mètres de diamètre. Les puits elliptiques ont de 2 à 3 mètres de largeur sur une longueur de 4 à 5 mètres. Les puits boisés ont des dimensions analogues : 2 à 3 mètres de côté lorsqu'ils sont carrés, 2 à 3 mètres sur 4 à 6 lorsqu'ils sont rectangulaires ; et, lorsqu'ils sont polygonaux, le diamètre du cercle inscrit dans le boisage varie généralement de 3 à 4 mètres.

L'orifice d'un puits doit toujours être exhaussé au-dessus du sol environnant ; cette disposition facilite le transbordement ou le versage des matières extraites, et, au besoin, l'écoulement des eaux. La surface ainsi exhaussée autour de l'orifice d'un puits est ce que l'on appelle la *halde*, ou le *plâtre* du puits.

Le tracé d'un puits résultera du service auquel il sera destiné. Les plus grands contiennent à la fois le service d'extraction, celui de l'épuisement et des échelles. On les divise alors en plusieurs compartiments isolés par des cloisons.

Les grands puits qui doivent durer longtemps doivent être, autant que possible, muraillés ; lorsque, au contraire, un puits n'est pas destiné à un service important ou qu'il ne doit durer que peu d'années, le boisage est préférable, parce qu'il coûte moins cher et ne retarde pas le fonçage. Le choix dépend encore du prix des matériaux. Au Harz, où les bois abondent, on boise même les puits les plus grands et les plus importants. En Belgique, où la brique est à bas prix, on préfère murailler, lors même que le puits n'a pas un grand avenir. Ajoutons enfin que l'aptitude des ouvriers et les habitudes prises ont

une grande part dans ces décisions. Dans le bassin de la Loire, par exemple, les ouvriers font avec beaucoup d'habileté les puits ronds et muraillés en moellons piqués empruntés au grès houiller. En Allemagne, le mineur est, au contraire, essentiellement boiseur, et dès lors presque tous les puits y sont boisés.

Boisage des puits. — Le boisage des puits a les plus grandes analogies avec celui des galeries et se compose, comme lui, de cadres et de garnissages. Les cadres sont formés de deux pièces longues dites pièces *porteuses*, et de deux plus courtes entaillées et superposées aux premières. Les saillies des pièces porteuses sont engagées dans des entailles ou *potelles* pratiquées dans la roche, et les cadres sont ainsi placés dans le puits à des distances de $0^m,60$ à $1^m,33$, suivant la consistance des roches. A mesure qu'on pose les cadres, on chasse derrière eux des bois de garnissage portant à la fois sur deux cadres et serrés, comme dans les galeries, par des coins qui établissent le boisage dans un état de tension générale contre les parois. Pour augmenter la solidité de tout le boisage, on relie les cadres entre eux en clouant et chevillant des planches sur les faces intérieures. Ces planches sont appelées *croisées* lorsqu'elles n'ont d'autre but que d'établir l'unité du boisage, et *coulants* lorsqu'elles ont principalement pour but de faciliter le mouvement des bennes ou tonnes d'extraction dans le puits, en les empêchant de s'accrocher au boisage. Enfin, à l'orifice du puits on place un cadre dans lequel les abouts des pièces ont des saillies de $0^m,60$ environ, et qui est assez fort pour supporter au besoin le boisage inférieur, qui se trouve lié à ce premier cadre par les croisées.

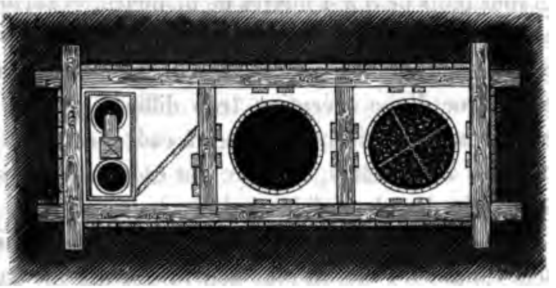


Fig. 85. *Boisage d'un puits rectangulaire.*

La forme et les dimensions des puits sont sujettes à beaucoup plus de variations que celles des galeries. Elles doivent résulter d'un tracé par lequel on fixe toutes les conditions des services auxquels le puits doit satisfaire.

Dans le fonçage des puits rectangulaires, il faut avoir soin de les orienter de telle sorte, que les faces les plus longues soient celles où le terrain tend moins à se désagréger et à pousser; par ce moyen, les pièces porteuses du boisage sont les plus courtes et se trouvent engagées dans les parois les plus solides, l'ensemble se trouve ainsi dans les meilleures conditions de durée. On divise habituellement ces puits en plusieurs compartiments, suivant les usages du service, soit même pour séparer seulement la benne descendante de la benne montante. Cette division augmente la solidité du boisage; les bois avec lesquels se font les séparations étant engagés à tenons et mortaises sur les longues pièces de chaque cadre. La figure 85 représente un de ces puits divisé en trois compartiments, deux pour l'extraction et un troisième pour les pompes et les échelles.

Les formes octogones ou décagones sont réservées pour les grands puits de 3 à 4 mètres de diamètre, et surtout pour le cas où, la poussée des terrains étant très-active, on est obligé de se rapprocher autant que possible de la forme circulaire, qui serait elle-même d'une exécution trop difficile pour le boisage. Ces puits sont ordinairement boisés à cadres contigus; à des distances de 5 à 10 mètres, on place des cadres porteurs engagés dans les parties les plus solides de la roche.

Les puits inclinés sont généralement rectangulaires et se boisent comme il a été dit plus haut. De même que dans les galeries inclinées, les cadres doivent être bien exactement perpendiculaires à l'inclinaison, afin qu'ils ne soient pas exposés à glisser par l'effet de la poussée des parois.

Le boisage des puits offre des difficultés d'autant plus grandes que les dimensions sont plus considérables. Dans les puits à grande section du Harz, puits qui ont 3 mètres sur 8, c'est-à-dire une section de 24 mètres carrés, on a adopté le

mode de boisage représenté par les deux coupes, figure 86.

Le puits est incliné et divisé en deux compartiments, dont l'un est consacré au service des échelles et des pompes d'épuisement, l'autre au service de deux bennes alternantes.

Pour soutenir la poussée de ces énormes cadres, on place aux angles et dans le milieu du puits, sur des pièces porteuses, potelées dans la roche, des pièces verticales, qui sont en outre butées les unes contre les autres par des poinçons diversement inclinés.

Ces magnifiques boisages, exécutés en sapins écorcés de 0,25 à 0,40 de diamètre, sont à citer parmi les plus belles constructions des mines. Les deux coupes de la figure 86 en font comprendre la disposition, que l'on peut s'imaginer aisément, prolongée sur une hauteur de 600 à 700 mètres.

Lorsqu'en un ou plusieurs niveaux, un puits est rencontré par des galeries, on exhausse les galeries, et l'on augmente leur largeur pour établir des *chambres d'accrochage*. Ces chambres sont destinées à recevoir, par les voies de roulage, les matières extraites dans les tailles, et à les charger dans les bennes. A l'étage inférieur, le puits est foncé de plusieurs mètres en contre-bas du sol de la chambre d'accrochage, de manière à former un *puisard*, réservoir dans lequel s'accumulent les eaux. Ce puisard reçoit également les débris de toute espèce qui tombent dans le puits.

Les galeries étant ouvertes à la largeur du puits, les cadres des chambres d'accrochage sont butés contre les cadres horizontaux du puits. On rend le tout ferme et solidaire au moyen de contre-fiches qui soutiennent le dernier cadre vertical contre la paroi opposée du puits.

Les boisages des puits sont d'ailleurs soumis à plus de variations encore que ceux des galeries. Entre les grands puits décagones à cadres contigus et les petits puits ronds, creusés dans nos minières, boisés avec des arbres verts roulés et des branchages, il y a, sous tous les rapports, des différences qui indiquent suffisamment qu'outre la considération des difficultés du terrain, l'armature d'un puits doit être proportionnée à l'importance des services qu'il est appelé à rendre.

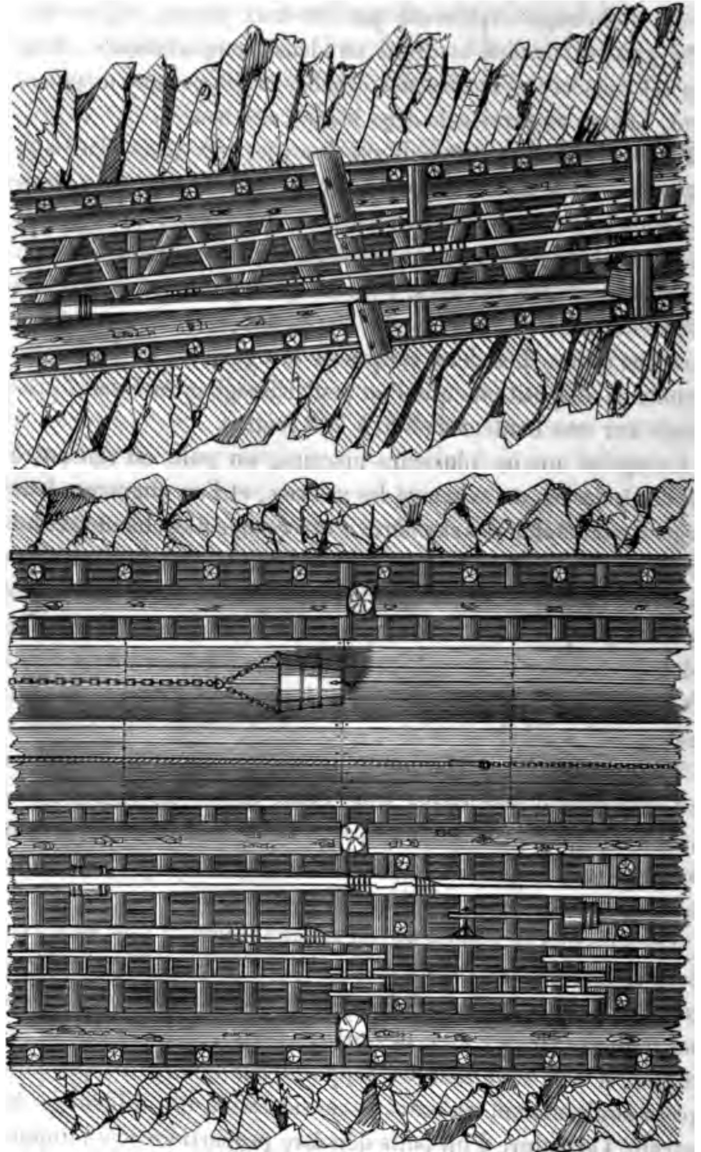


Fig. 86. *Coupe d'un puits rectangulaire boisé, au Harz.*

Le boisage fournit dans la plupart des cas des moyens suffisants pour traverser les couches de sables mouvants ou d'argile coulante que l'on peut rencontrer dans un fonçage; les procédés varient suivant que ce travail doit être exécuté au jour ou à une certaine profondeur.

Le moyen le plus simple est, ainsi qu'il a été dit pour le percement des galeries dans les mêmes circonstances, d'employer les coins divergents. Ce procédé est même plus facilement exécutable s'il s'agit d'un puits, parce que la pression étant à peu près égale sur toutes les parois, la divergence des coins contigus est uniforme, et la position des ouvriers plus commode pour les enfoncer; c'est même le seul qui permette de traverser des couches très-puissantes, puisqu'il peut se continuer indéfiniment.

L'emploi des coins divergents est beaucoup plus fréquent dans le fonçage des puits que dans les galeries. En effet, on peut presque toujours choisir l'emplacement des galeries de manière à éviter les rencontres de terrains meubles; mais, dans un puits, on n'est jamais certain de ne pas avoir à traverser une ou plusieurs couches de terrains coulants. Dans ce cas, on établit un cadre dont le plan doit être bien perpendiculaire à l'axe du puits, et on chasse autour de ce cadre les coins contigus aussi longs que le permet la résistance du terrain. L'excavation est ensuite poursuivie dans l'intérieur de ce garnissage que l'on soutient par un nouveau cadre, aussitôt que la pression du terrain a ramené les coins dans leur position normale. La figure 87 représente la disposition du boisage qui en résulte; on voit que les planches du garnissage doivent être serrées contre les cadres par des coins partout où il est possible d'en introduire.

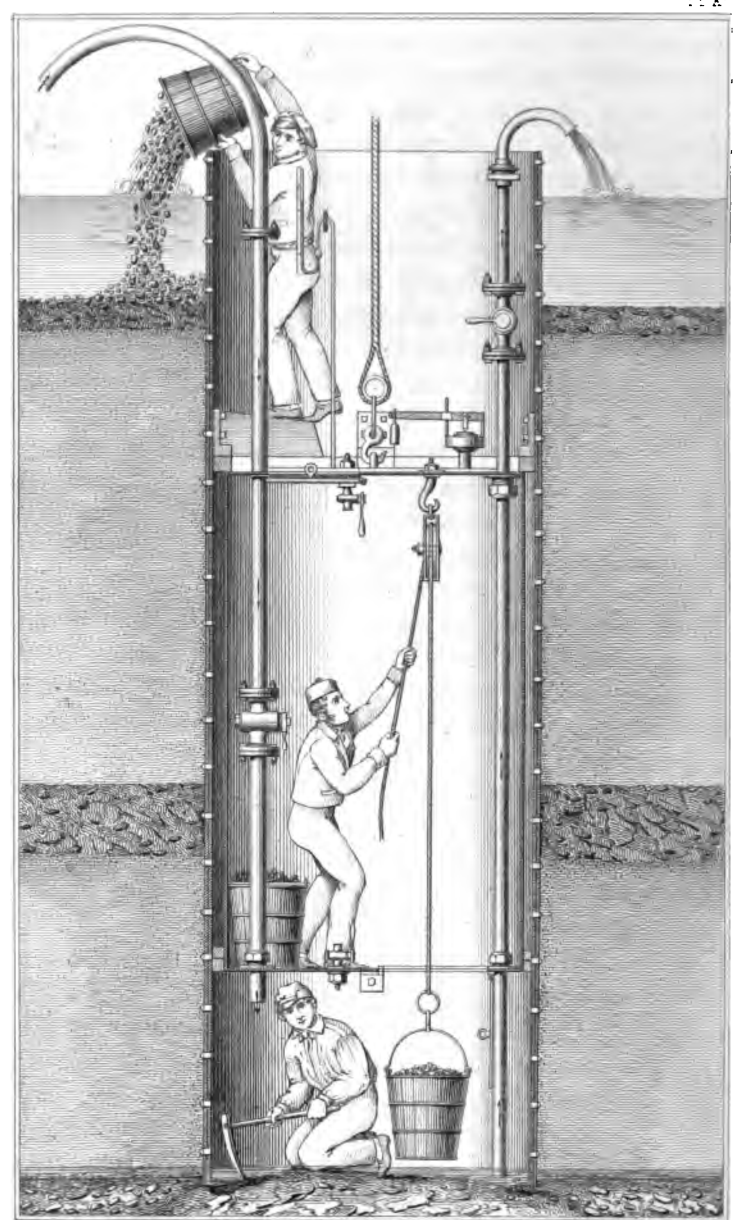


Fig. 87. *Boisage à coins divergents.*

Lorsque la couche de terrain meuble est à la surface et que le puits est à grande section, ce qui arrive, par exemple, pour la couche de sables mouvants que l'on doit souvent traverser dans le département du Nord, avant d'atteindre le terrain houiller, on peut employer des moyens plus larges. Ainsi, après avoir fixé bien horizontalement un cadre à l'entrée de la couche meuble, on enfonce verticalement tout autour de ce cadre, et à l'aide d'un mouton, des palplanches contiguës, et même jointives au moyen d'une rainure. Cette armature, circonscrite au cadre, soutient le terrain, qu'on peut dès lors creuser en soutenant les palplanches par d'autres cadres à mesure qu'on les découvre par l'approfondissement. Si, au bout de ces premières palplanchés, la couche n'est pas encore traversée, on place un nouveau cadre dans l'intérieur des premières palplanches et l'on chasse une nouvelle série de palplanches circonscrites à ce nouveau cadre. Dans ce cas, la section intérieure du puits se trouve réduite de toute l'épaisseur des cadres et des palplanches.

D'autres fois, après s'être assuré par un sondage de l'épaisseur exacte de la couche meuble à traverser, on construit extérieurement le boisage qui doit en maintenir les parois sur toute la hauteur du fonçage; puis on le fait entrer par pression et on le descend à mesure qu'on enlève le sol à l'intérieur. Cet appareil porte le nom de *trousse coupante*.

La surface d'une trousse coupante doit être lisse à l'extérieur, la saillie des cadres se trouvant à l'intérieur. Pour faciliter sa pénétration dans la couche, on en taille la bàse en biseau et on charge la partie supérieure, de telle sorte qu'à mesure qu'on excave à l'intérieur la trousse descend par son poids et traverse le terrain meuble. L'important est d'empêcher la trousse de se déverser, et pour cela on la guide par quelques pieux enfoncés à l'avance autour de son périmètre. On peut également maintenir la trousse et la gouverner dans sa descente au moyen d'une forte poutre horizontale posée comme un balancier sur un chevalet; ce balancier la soutient par des chaînes fixées à l'intérieur, au-dessous de son centre de gravité.



Coupe d'un foncement à travers des terrains aquifères et noyés procédé de Mr Triger.

Ces divers procédés, indiqués pour le cas où la couche est superficielle, peuvent être également employés dans le cours d'un fonçage; mais alors on est obligé d'élargir le puits au-dessus de la couche meuble à traverser, ce qui limite l'emploi de la trousse coupante aux cas où la couche à traverser n'a qu'une faible puissance. On peut, par exemple, employer des palplanches de 4 mètres, et des trousses coupantes en bois de 8 mètres et au delà. En construisant les trousses coupantes en tôle on peut même dépasser ces dimensions.

Il peut être quelquefois nécessaire de foncer un puits dans un terrain submergé. Le cas s'est présenté en quelques points des côtes de Cornwall, où des puits sont placés dans des endroits recouverts par les eaux, du moins pendant la haute mer. Les mines pénètrent par ce moyen sous le lit même de la mer, et l'on y entend très-distinctement, au moment des orages, les galets qui roulent sur le fond. Les puits qui s'avancent dans les eaux pour le service des travaux sous-marins ont été creusés au moyen d'une cuve enfoncée dans les sables de la mer, et constamment vidée pendant le fonçage, travail analogue à celui de la fondation d'une pile de pont.

M. Triger, ingénieur dans le département de Maine-et-Loire, eut l'idée de s'aider de l'air comprimé pour foncer un puits dans le lit même de la Loire. Un cylindre en tôle, servant de trousse coupante, fut enfoncé dans les alluvions ; il était séparé en trois compartiments par des cloisons horizontales (planche XI). Le compartiment supérieur restait toujours ouvert, le compartiment inférieur était l'atelier de fonçage, et celui du milieu servait de chambre d'équilibre, destinée à être mise en communication tantôt avec le compartiment du haut, tantôt avec celui du bas. Les choses étant ainsi disposées, on faisait arriver dans le compartiment du fond de l'air incessamment comprimé par une machine à vapeur. Cet air chassait l'eau par un tube dont la partie inférieure plongeait jusqu'au fond de l'excavation et dont la partie supérieure s'élevait au-dessus du cylindre. Les ouvriers pouvaient donc pénétrer du premier compartiment, ouvert au

jour, dans le second, qui était ensuite fermé hermétiquement, et dans lequel l'air à la pression ordinaire était mis en communication avec l'air comprimé du troisième; arrivés dans le troisième compartiment, ils excavaient les sables et faisaient descendre la trousse, puis ils accumulaient les débris de l'excavation dans le compartiment du milieu, et n'avaient, pour les sortir, qu'à fermer la communication avec le bas et ouvrir la porte du haut. Une pression, suffisante pour équilibrer les eaux extérieures, était maintenue pendant le travail sans incommoder sensiblement les travailleurs. Ce procédé ingénieux a reçu depuis de nombreuses applications. La planche XI représente l'appareil employé par M. Triger dans la basse Loire.

L'appareil Triger a posé le principe de l'application de l'air comprimé au fonçage des puits, et démontré que les ouvriers pouvaient travailler utilement à ce fonçage sous une pression de 2 1/2 et 3 atmosphères. On en a fait depuis varier les détails d'exécution en fixant le sas à air à la partie supérieure du puits. On a pu dès lors continuer le puits, extraire les débris et faire passer par la chambre d'équilibre tous les matériaux nécéssaires à l'exécution d'un cuvelage en bois.

Il est évident, en effet, que tous les puits ainsi percés dans les terrains aquifères doivent être ensuite cuvelés, c'est-à-dire revêtus d'un boisage solide et imperméable qui puisse résister à la fois à l'infiltration et à la pression des eaux. Avant de décrire ces boisages spéciaux, nous indiquerons quels sont les procédés de muraillement des puits dans les cas ordinaires.

MURAILLEMENT DES PUITS.

Les puits muraillés sont ordinairement ronds ou elliptiques, quelquefois rectangulaires; on y emploie le moellon piqué et surtout la brique. La méthode la plus simple consiste à foncer le puits jusqu'à la profondeur qu'il doit avoir en soutenant les

parois par un boisage provisoire, puis à élever le muraillement à partir du fond.

La fondation de ce muraillement est établie sur un cadre dont les pièces sont saillantes et engagées dans les entailles faites aux

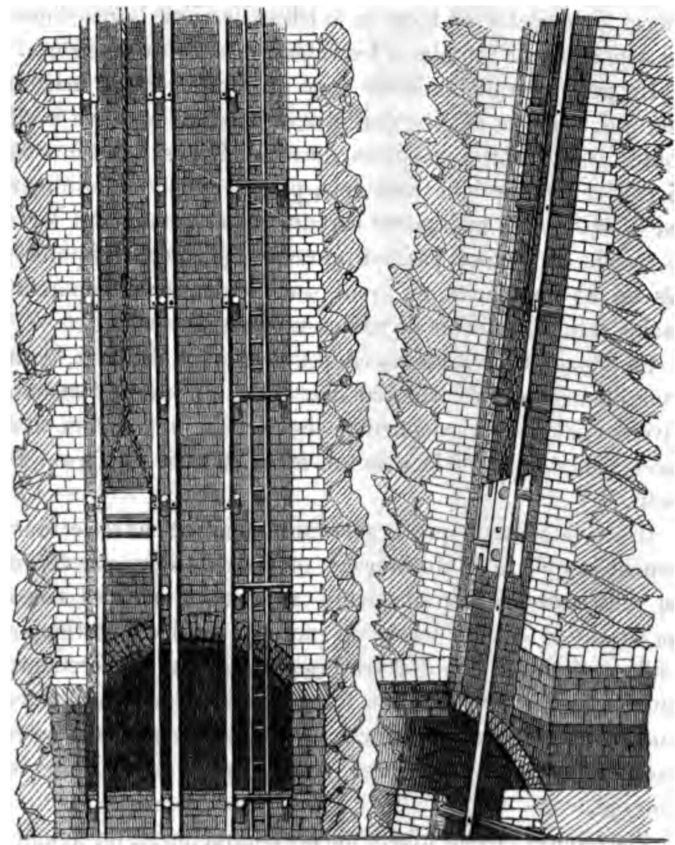


Fig. 88. *Coupes d'un puits incliné muraillé, au Harz.*

parois ; sur ce cadre est posé un *rouet* ou rouage également en bois de chêne et ayant la forme du puits. Il ne reste plus qu'à monter la maçonnerie, en ayant soin d'engager de distance en

distance des cadres porteurs pour que les matériaux de la base ne soient pas écrasés par la charge de tout le muraillement. Si l'on opère sur un fond non consistant, on y enfonce des pilotis, sur lesquels on pose un grillage. Quant au boisage provisoire qui a soutenu les parois pendant le fonçage, on en retire les pièces principales ou bien on le laisse derrière la maçonnerie, en ayant soin de remblayer les vides à mesure qu'on s'élève.

Un puits muraillé présente donc un revêtement en maçonnerie, qui, dans ses détails, doit être disposée de manière à offrir toutes les garanties possibles de solidité. Les puits à section circulaire ou elliptique sont ceux pour lesquels le muraillement est le plus usité ; mais, dans certains cas et notamment lorsque le terrain ne pousse pas, on muraille également des puits carrés ou rectangulaires, en ayant soin de donner aux parois les moins solides la forme de voûtes surbaissées.

La figure 88 présente les coupes d'un puits du Harz, dont le muraillement se raccorde par des voûtes au muraillement des diverses galeries qui viennent y aboutir. Ce puits incliné a trois faces planes, la seule face du toit étant courbée en forme d'arceau.

Il arrive souvent que le terrain ne peut attendre le muraillement jusqu'à la fin du fonçage; on procède alors par reprises, en soutenant les muraillements supérieurs par des consoles qu'on enlève ensuite lorsqu'on raccorde les deux portions muraillées. Enfin, si l'on doit traverser un terrain aquifère dont les sources, n'exerçant pas une forte pression, peuvent être retenues par un bon muraillement, ce muraillement devra se faire par reprises très-rapprochées, de manière à suivre de près le fonçage.

Pour foncer et murailler d'après cette méthode, on commence par établir à l'orifice des moyens d'épuisement correspondants à l'importance des eaux; on excave ensuite les couches aquifères jusqu'à la rencontre d'un banc solide et imperméable sur lequel on fonde le revêtement de toute la partie supérieure. On continue le fonçage par reprises successives et muraillées.

Lorsqu'on ne peut se fier à la solidité des consoles, il faut prendre quelques précautions spéciales pour éviter tout accident.

On établit d'abord à la surface un cadre très-fort, carré, et dont les côtés font saillie à l'intérieur de la courbe du muraillement; ou mieux encore, des poutres rayonnantes vers le centre, faisant une saillie d'environ $0^m,10$ en dedans des parois de la maçonnerie, et fortement engagées dans le terrain. Ces saillies sont destinées à recevoir des tirants en fer qui doivent soutenir le muraillement déjà fait, lorsqu'on creuse en dessous, et que le terrain n'est pas assez solide pour qu'on puisse se fier aux consoles. La figure 89 représente la disposition d'un fonçage ainsi conduit en muraillant par reprises successives, et soutenant les portions de maçonnerie, au-dessous desquelles on continue le fonçage, par des tirants en fer accrochés à des poutres engagées dans le sol de la halde.

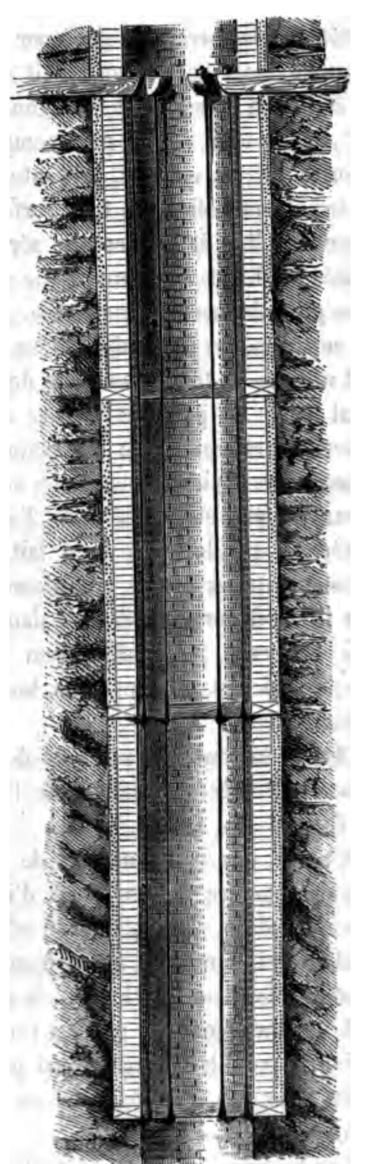


Fig. 89. *Fonçage d'un puits muraillé par reprises.*

Après avoir traversé un certain nombre de couches, aus-

sitôt que le travail est gêné par les eaux et qu'on a trouvé une couche assez solide, on y fait une banquette sur laquelle on a établi un rouet ayant la largeur du muraillement, plus environ 0^{m},12, au total 0^{m},48, par exemple. La surface supérieure de ce rouet, qui est en bois, présente la forme du premier tour de spire d'une hélice; de telle sorte que les briques du muraillement, au lieu de former une série d'anneaux fermés, sont disposés en hélice continue. Cette méthode évite de tailler la brique pour fermer chaque cercle, elle fait donc gagner du temps et supprime les joints défectueux. A mesure que la maçonnerie est montée de 0^{m},30, on jette de l'argile dans les vides qui restent entre sa paroi extérieure et la paroi du puits, et on la bourre fortement avec des matoirs en bois de manière à ne laisser aucun vide. Enfin, si les sources sont montantes de fond, pour ne pas être gêné dans l'établissement de ce garnissage extérieur qui doit être bien fait, on dispose à la base un ou plusieurs tubes percés latéralement et placés derrière l'argile; ces tubes dégorgent les eaux dans le puisard à travers le rouet qui est percé, à cet effet, d'un ou plusieurs trous; lorsque la maçonnerie est terminée, on bouche ces trous avec des chevilles.

Avant de foncer le puits au-dessous du rouet, on attache ce rouet aux pièces saillantes de l'orifice, au moyen de tirants en fer.

On voit que cette manière de foncer en muraillant dans un terrain aquifère est une sorte d'introduction à la construction d'un cuvelage. On obtient en effet un revêtement en briques, protégé lui-même par un revêtement en argile, et cet ensemble peut à la fois contenir les parois et les eaux d'infiltration.

Le muraillement se prête à toutes les exigences des procédés indiqués pour le boisage. Ainsi par exemple on peut foncer un puits dans des terrains meubles avec une trousse coupante en maçonnerie.

Ces trousses coupantes s'établissent sur un rouet en bois ou en fonte, dont la base est taillée en biseau, de manière à pou-

voir pénétrer le sol, tandis que la surface supérieure est horizontale et disposée pour recevoir la maçonnerie. Le rouet étant établi sur la surface bien nivelée de la couche meuble, on construit d'abord une certaine hauteur de la maçonnerie, un mètre par exemple. Les ouvriers sapent ensuite le terrain autour du rouet et rejettent les déblais au dehors; la tour s'affaisse par son poids et pénètre dans le sol. Alors on recharge la maçonnerie d'une nouvelle épaisseur et les mineurs recommencent leur travail de manière à faire descendre la tour d'une quantité correspondante à celle qui a été construite.

On peut ainsi faire pénétrer dans les terrains meubles une tour que l'on construit à la surface, à mesure qu'elle descend. Lorsqu'elle est à fond, comme la maçonnerie a pu souffrir dans cette descente par suite des frottements latéraux, on double la trousse par un nouveau revêtement intérieur. C'est ainsi que l'on procède dans la Ruhr pour traverser les sables superficiels comme il est indiqué sur la figure 91 ci-après, représentant la coupe d'un puits cuvelé en maçonnerie.

C'est ce procédé qui fut employé par M. Brunel pour foncer les puits de 16 mètres de diamètre qui permettent de descendre dans le tunnel de la Tamise.

Le grand diamètre de l'excavation rendait le fonçage difficile, et voici comment procéda M. Brunel.

Un rouet en bois, qui devait servir de base au muraillement, fut établi sur un anneau de fonte taillé en biseau à sa partie inférieure. Cette base annulaire avait $0^{m},90$ de largeur; elle fut posée non pas directement sur le sol, mais sur un double cercle de pilotis qui y furent préalablement enfoncés. La tour en maçonnerie fut ensuite construite complétement et sur la hauteur de 12 mètres qu'elle devait avoir; elle fut consolidée par plusieurs rouets intermédiaires et par un rouet supérieur, ces rouets étant maintenus par des boulons verticaux qui rendaient parfaitement solidaire tout l'ensemble de la tour.

On établit à la partie supérieure de cette tour une machine pour l'extraction des terres, et l'on procéda au déblai intérieur

en ayant soin d'attaquer le sol au-dessous de la trousse qui arrivait à porter uniquement sur les pilotis. Les pilotis s'enfonçaient sous la pression et permettaient de régler la descente bien verticale de la tour. Lorsqu'ils se refusaient à descendre, on les recépait. On put traverser ainsi toute l'épaisseur du terrain meuble et asseoir la maçonnerie dans la position qu'elle devait occuper.

Ce procédé de fonçage par trousses coupantes est d'ailleurs dans les habitudes des puisatiers de Londres, qui foncent ainsi les puits de la ville. Seulement, au lieu d'employer la maçonnerie, ils emploient de préférence des trousses en fonte formées de bagues, que l'on superpose les unes aux autres à mesure que le puits s'approfondit, en les boulonnant à l'aide de brides intérieures.

CUVELAGE DES PUITS.

Un puits cuvelé est un puits garanti contre toute invasion latérale des eaux par un tube assez imperméable pour résister à leur infiltration, et assez solide pour résister à leur pression. Ce tube doit avoir pour base un terrain qui soit lui-même assez solide et imperméable pour qu'on puisse y établir un joint parfait entre la roche et les parois extérieures du cuvelage.

Le tube du cuvelage se construit le plus souvent en bois de chêne; on peut également le construire en fonte ou en maçonnerie.

Dans la plupart des terrains aquifères, les sources qu'on met à découvert sont, dans presque tous les cas, des sources montantes de fond, appelées *niveaux;* véritables eaux artésiennes, qui prennent dans le puits un niveau élevé et quelquefois très-rapproché de la surface.

Lorsqu'une pareille source est rencontrée, il faut d'abord traverser la couche aquifère malgré l'affluence de l'eau, en protégeant le travail par tous les moyens d'épuisement dont on

fermer chaque anneau de maçonnerie par une clef, c'est-à-dire par des briques que l'on est obligé de couper à la hachette, et qui sont toujours de mauvaise forme.

La maçonnerie est généralement composée de deux briques d'épaisseur. Les rouets sur lesquels elle repose sont percés de trous de tarière qui laissent passer les eaux, et les empêchent de monter derrière le cuvelage pendant qu'on le construit. Partout où cela est nécessaire on engage, en outre, dans la maçonnerie des tubes en fonte qui donnent issue aux eaux des niveaux. On peut, à l'aide de cette précaution, piloner entre le terrain et le cuvelage, à mesure que l'on s'élève, un béton hydraulique. On laisse, en outre, monter les eaux dans le puits en même temps que le cuvelage, de telle sorte que le béton et le mortier hydraulique des joints y prennent toute la solidité désirable.

Lorsque le cuvelage est arrivé à sa partie supérieure et qu'on juge sa consolidation complète, on épuise les eaux du puits et l'on bouche progressivement toutes les issues que l'on avait laissées aux eaux.

En Allemagne, et notamment dans le bassin houiller de la Ruhr, on construit des cuvelages en maçonnerie dans de grands puits rectangulaires dont les côtés sont cintrés. La figure 91 donne le plan et la coupe d'un de ces puits divisé en quatre compartiments, dont deux sont destinés à l'extraction, un à l'épuisement et le quatrième aux échelles.

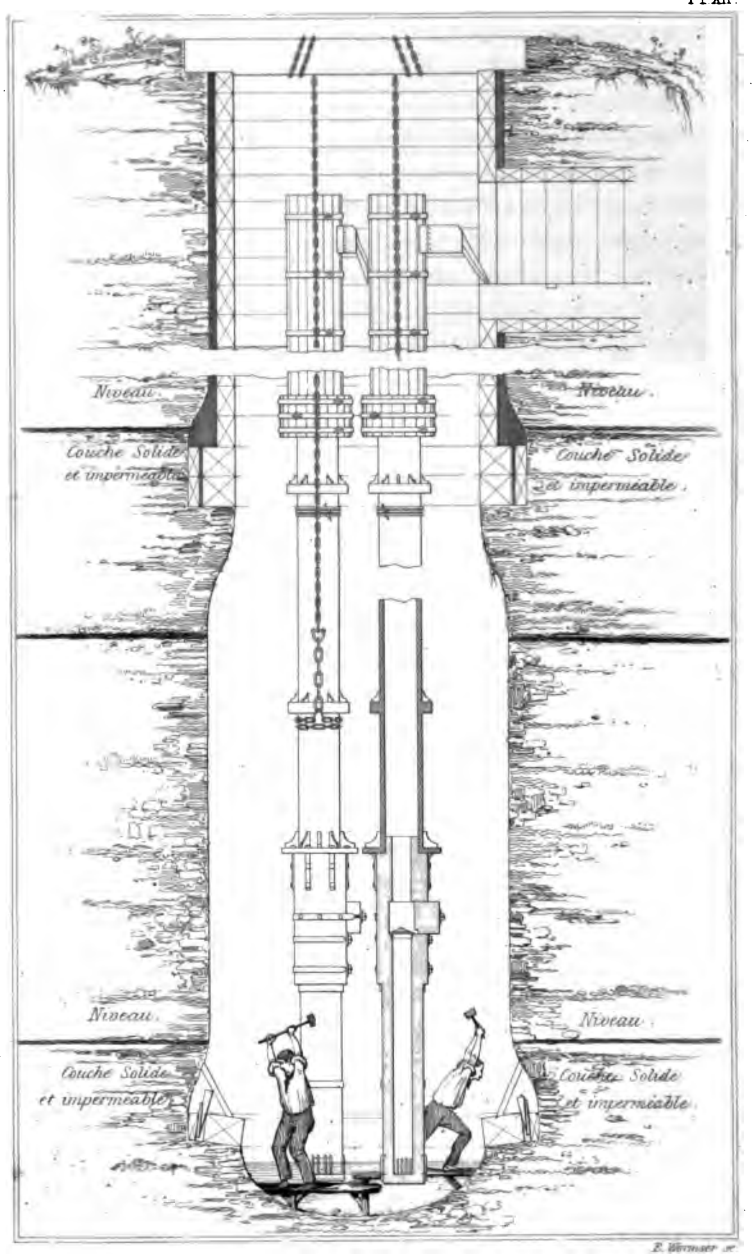
Le plan fig. 91 indique à la fois les cadres du boisage provisoire, la maçonnerie cintrée à deux rangs de briques, son garnissage extérieur, en béton hydraulique, enfin les tubes engagés dans la maçonnerie pour le passage des eaux, placés vis-à-vis les principales sources, tubes que l'on bouche lorsque le travail est terminé.

Lorsqu'on monte le cuvelage en maçonnerie, et que l'on rencontre un banc solide qui puisse servir de fondation, on creuse au-dessus de ce banc une banquette dans laquelle on loge une fondation que l'on obtient par une épaisseur supplémentaire ajoutée à la maçonnerie.

eaux vers les parois. Ces eaux, rassemblées au fond, dans un puisard, sont enlevées immédiatement par des pompes manœuvrées à la surface, et ces pompes, suspendues à l'orifice de l'avaleresse au moyen de chaînes ou de tirants, sont descendues à mesure qu'elle s'approfondit. Les eaux croissent en raison de la surface mise à nu par le fonçage et les moyens d'épuisement doivent suivre cette progression. La promptitude du travail est une des principales conditions de réussite; car, lorsqu'un premier niveau vient d'être traversé, les eaux se précipitent avec violence, et leur débit croît à mesure qu'on les épuise, parce qu'elles se frayent un passage plus facile dans les fissures du terrain. Dès que l'équilibre a pu être rétabli par les pompes, on entame la couche imperméable et solide sur laquelle coule le niveau; on creuse dans cette couche une banquette bien nivelée tout autour du fonçage, et un puisard d'un mètre de profondeur dans lequel les pompes sont établies (pl. XII). Ces pompes, au nombre de deux, trois, ou quatre, suivant l'affluence des eaux, sont ordinairement en fonte et surmontées de tuyaux en bois ou en tôle, plus faciles à manier que les tuyaux en fonte; elles sont suspendues à des traverses placées à l'orifice du puits par des chaînes qui permettent de les descendre. On emploie de préférence les pompes à piston creux et du système dit élévatoire. (Voir le chapitre relatif à l'épuisement des eaux.)

La banquette étant préparée et la section du puits étant évasée au-dessus, ainsi que l'indique la planche XII, on pose sur la banquette un premier cadre dit *trousse à picoter*. Ce cadre de bois en chêne de fort équarrissage, soigneusement dressé et assemblé, doit laisser un vide d'environ $0^m,06$ entre sa face extérieure et la roche, qui doit être bien saine (si elle présente quelques cavités ou fissures, on les bouche avec de l'argile). Dans ce vide d'environ $0^m,06$, on place la *lambourde*, cadre un peu plus haut que la trousse, et composé de planche de sapin ayant $0^m,04$ d'épaisseur. La lambourde est d'abord serrée sur la trousse par des coins chassés contre la roche, puis on bourre de la mousse jusqu'à refus dans le vide qui

Pl. XII.



Fonçage d'une avaleresse.

Page 223

reste entre elle et les parois; on complète ensuite le joint en enlevant les coins, dont on remplit de même la place avec de la mousse.

Le joint est dès lors préparé ; il ne s'agit plus que de le serrer, et de rendre la pression entre la trousse et la roche telle, que ce joint ne puisse jamais céder, et que la trousse, ainsi encastrée dans le terrain, puisse devenir la base imperméable du cuvelage. Tel est le but de l'opération dite *picotage*.

Entre la lambourde et la trousse on enfonce des coins plats en bois blanc dits *plats-coins* (fig. 87 *bis*). Ces coins sont d'abord faiblement engagés sur tout le pourtour, de manière à être bien contigus. On les enfonce ensuite simultanément et aussi également que possible; lorsque l'écartement déterminé entre la trousse et la lambourde par la compression de la mousse contre les parois est suffisant pour que les coins puissent être retournés la tête en bas, on chasse sur chaque face un coin en fer plus épais que les plats-coins, de manière à pouvoir dégager le coin voisin, qu'on remplace par un autre placé la tête en bas. On double chaque coin retourné par un second coin superposé, et de proche en proche on dégage tous les premiers coins, qu'on remplace par des doubles coins superposés. Le serrage est ensuite forcé autant que possible et jusqu'à refus d'enfoncement.

Fig. 87 *bis*. *Plat-coin*.

A ce moment la zone extérieure du cadre présente trois lignes concentriques, l'une formée par les coins, l'autre par la lambourde et la troisième par la mousse déjà serrée contre les parois du puits; ces trois zones sont indiquées par le plan, figure 89 *bis*. On prend alors un coin quadrangulaire en fer aciéré, dit *agrape à picoter* (fig. 88 *bis*), on l'enfonce entre les plats-coins, et dans le vide produit on enfonce des coins en bois dits *picots*. Les premiers picots sont en sapin, et on les chasse jusqu'à refus, entre tous les interstices, des plats-coins. Alors tout est déjà serré; le joint de mousse, d'abord large, est devenu à peine visible. On recèpe toutes les têtes des pi-

sitôt que le travail est gêné par les eaux et qu'on a trouvé une couche assez solide, on y fait une banquette sur laquelle on a établi un rouet ayant la largeur du muraillement, plus environ $0^m,12$, au total $0^m,48$, par exemple. La surface supérieure de ce rouet, qui est en bois, présente la forme du premier tour de spire d'une hélice ; de telle sorte que les briques du muraillement, au lieu de former une série d'anneaux fermés, sont disposés en hélice continue. Cette méthode évite de tailler la brique pour fermer chaque cercle, elle fait donc gagner du temps et supprime les joints défectueux. A mesure que la maçonnerie est montée de $0^m,30$, on jette de l'argile dans les vides qui restent entre sa paroi extérieure et la paroi du puits, et on la bourre fortement avec des matoirs en bois de manière à ne laisser aucun vide. Enfin, si les sources sont montantes de fond, pour ne pas être gêné dans l'établissement de ce garnissage extérieur qui doit être bien fait, on dispose à la base un ou plusieurs tubes percés latéralement et placés derrière l'argile ; ces tubes dégorgent les eaux dans le puisard à travers le rouet qui est percé, à cet effet, d'un ou plusieurs trous ; lorsque la maçonnerie est terminée, on bouche ces trous avec des chevilles.

Avant de foncer le puits au-dessous du rouet, on attache ce rouet aux pièces saillantes de l'orifice, au moyen de tirants en fer.

On voit que cette manière de foncer en muraillant dans un terrain aquifère est une sorte d'introduction à la construction d'un cuvelage. On obtient en effet un revêtement en briques, protégé lui-même par un revêtement en argile, et cet ensemble peut à la fois contenir les parois et les eaux d'infiltration.

Le muraillement se prête à toutes les exigences des procédés indiqués pour le boisage. Ainsi par exemple on peut foncer un puits dans des terrains meubles avec une trousse coupante en maçonnerie.

Ces trousses coupantes s'établissent sur un rouet en bois ou en fonte, dont la base est taillée en biseau, de manière à pou-

voir pénétrer le sol, tandis que la surface supérieure est horizontale et disposée pour recevoir la maçonnerie. Le rouet étant établi sur la surface bien nivelée de la couche meuble, on construit d'abord une certaine hauteur de la maçonnerie, un mètre par exemple. Les ouvriers sapent ensuite le terrain autour du rouet et rejettent les déblais au dehors; la tour s'affaisse par son poids et pénètre dans le sol. Alors on recharge la maçonnerie d'une nouvelle épaisseur et les mineurs recommencent leur travail de manière à faire descendre la tour d'une quantité correspondante à celle qui a été construite.

On peut ainsi faire pénétrer dans les terrains meubles une tour que l'on construit à la surface, à mesure qu'elle descend. Lorsqu'elle est à fond, comme la maçonnerie a pu souffrir dans cette descente par suite des frottements latéraux, on double la trousse par un nouveau revêtement intérieur. C'est ainsi que l'on procède dans la Ruhr pour traverser les sables superficiels comme il est indiqué sur la figure 91 ci-après, représentant la coupe d'un puits cuvelé en maçonnerie.

C'est ce procédé qui fut employé par M. Brunel pour foncer les puits de 16 mètres de diamètre qui permettent de descendre dans le tunnel de la Tamise.

Le grand diamètre de l'excavation rendait le fonçage difficile, et voici comment procéda M. Brunel.

Un rouet en bois, qui devait servir de base au muraillement, fut établi sur un anneau de fonte taillé en biseau à sa partie inférieure. Cette base annulaire avait $0^{m},90$ de largeur; elle fut posée non pas directement sur le sol, mais sur un double cercle de pilotis qui y furent préalablement enfoncés. La tour en maçonnerie fut ensuite construite complétement et sur la hauteur de 12 mètres qu'elle devait avoir; elle fut consolidée par plusieurs rouets intermédiaires et par un rouet supérieur, ces rouets étant maintenus par des boulons verticaux qui rendaient parfaitement solidaire tout l'ensemble de la tour.

On établit à la partie supérieure de cette tour une machine pour l'extraction des terres, et l'on procéda au déblai intérieur

en ayant soin d'attaquer le sol au-dessous de la trousse qui arrivait à porter uniquement sur les pilotis. Les pilotis s'enfonçaient sous la pression et permettaient de régler la descente bien verticale de la tour. Lorsqu'ils se refusaient à descendre, on les recépait. On put traverser ainsi toute l'épaisseur du terrain meuble et asseoir la maçonnerie dans la position qu'elle devait occuper.

Ce procédé de fonçage par trousses coupantes est d'ailleurs dans les habitudes des puisatiers de Londres, qui foncent ainsi les puits de la ville. Seulement, au lieu d'employer la maçonnerie, ils emploient de préférence des trousses en fonte formées de bagues, que l'on superpose les unes aux autres à mesure que le puits s'approfondit, en les boulonnant à l'aide de brides intérieures.

CUVELAGE DES PUITS.

Un puits cuvelé est un puits garanti contre toute invasion latérale des eaux par un tube assez imperméable pour résister à leur infiltration, et assez solide pour résister à leur pression. Ce tube doit avoir pour base un terrain qui soit lui-même assez solide et imperméable pour qu'on puisse y établir un joint parfait entre la roche et les parois extérieures du cuvelage.

Le tube du cuvelage se construit le plus souvent en bois de chêne; on peut également le construire en fonte ou en maçonnerie.

Dans la plupart des terrains aquifères, les sources qu'on met à découvert sont, dans presque tous les cas, des sources montantes de fond, appelées *niveaux;* véritables eaux artésiennes, qui prennent dans le puits un niveau élevé et quelquefois très-rapproché de la surface.

Lorsqu'une pareille source est rencontrée, il faut d'abord traverser la couche aquifère malgré l'affluence de l'eau, en protégeant le travail par tous les moyens d'épuisement dont on

peut disposer; il faut ensuite, aussitôt qu'on a atteint une roche suffisamment solide et imperméable, fonder sur cette roche un boisage assez solide pour résister à la pression des eaux, qui est d'autant plus forte que les eaux tendent à prendre un niveau plus élevé.

C'est surtout lorsqu'il faut traverser des terrains stratifiés secondaires, comme dans le nord de la France, la Belgique, l'Angleterre, et dans quelques bassins de l'est et du midi de la France, où le terrain houiller est recouvert par des formations plus modernes, que le cuvelage des puits est nécessaire. On ne peut d'ailleurs foncer des puits dans des bassins géologiques, dont les couches sont peu disloquées, sans être exposé à rencontrer des niveaux d'eau, et il suffit, pour concevoir le phénomène, de se reporter à ce que nous avons dit sur le régime des eaux artésiennes.

Prenons par exemple le fonçage d'un puits destiné à l'exploitation de la houille dans les départements du Nord et du Pas-de-Calais.

Le terrain houiller y est recouvert par une épaisseur de 60 à 150 mètres d'alternances calcaires et argileuses appartenant au terrain crétacé. Les couches calcaires sont fendillées et perméables; des niveaux puissants y circulent et sont maintenus dans leur plan par des couches imperméables de glaise. Le terrain crétacé se termine en général par une de ces couches argileuses et imperméables dites *Dièves*, qui recouvre une assise arénacée dite *tourtia*, représentant le grès vert et immédiatement superposée au terrain houiller.

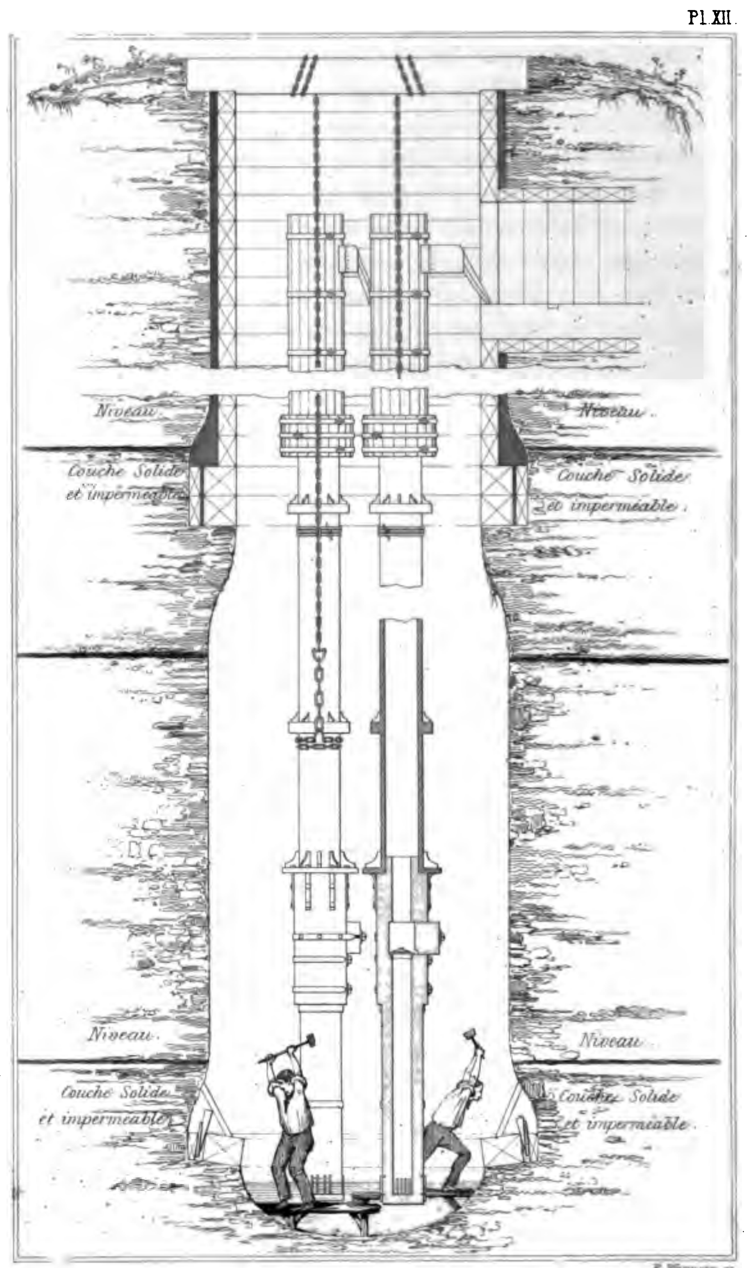
Un fonçage ouvert dans les couches crétacées ne prend le nom de puits que lorsqu'il est arrivé au terrain houiller et qu'il a été cuvelé; tant que son existence n'a pas été assurée, il reste désigné sous le nom d'*avaleresse*.

Après avoir déterminé l'emplacement d'un puits et préparé cet emplacement, le terrain est défoncé et excavé par les moyens ordinaires; les roches sont soutenues par des boisages provisoires qui sont en même temps disposés de manière à rejeter les

eaux vers les parois. Ces eaux, rassemblées au fond, dans un puisard, sont enlevées immédiatement par des pompes manœuvrées à la surface, et ces pompes, suspendues à l'orifice de l'avaleresse au moyen de chaînes ou de tirants, sont descendues à mesure qu'elle s'approfondit. Les eaux croissent en raison de la surface mise à nu par le fonçage et les moyens d'épuisement doivent suivre cette progression. La promptitude du travail est une des principales conditions de réussite; car, lorsqu'un premier niveau vient d'être traversé, les eaux se précipitent avec violence, et leur débit croît à mesure qu'on les épuise, parce qu'elles se frayent un passage plus facile dans les fissures du terrain. Dès que l'équilibre a pu être rétabli par les pompes, on entame la couche imperméable et solide sur laquelle coule le niveau; on creuse dans cette couche une banquette bien nivelée tout autour du fonçage, et un puisard d'un mètre de profondeur dans lequel les pompes sont établies (pl. XII). Ces pompes, au nombre de deux, trois, ou quatre, suivant l'affluence des eaux, sont ordinairement en fonte et surmontées de tuyaux en bois ou en tôle, plus faciles à manier que les tuyaux en fonte; elles sont suspendues à des traverses placées à l'orifice du puits par des chaînes qui permettent de les descendre. On emploie de préférence les pompes à piston creux et du système dit élévatoire. (Voir le chapitre relatif à l'épuisement des eaux.)

La banquette étant préparée et la section du puits étant évasée au-dessus, ainsi que l'indique la planche XII, on pose sur la banquette un premier cadre dit *trousse à picoter*. Ce cadre de bois en chêne de fort équarrissage, soigneusement dressé et assemblé, doit laisser un vide d'environ $0^m,06$ entre sa face extérieure et la roche, qui doit être bien saine (si elle présente quelques cavités ou fissures, on les bouche avec de l'argile). Dans ce vide d'environ $0^m,06$, on place la *lambourde*, cadre un peu plus haut que la trousse, et composé de planche de sapin ayant $0^m,04$ d'épaisseur. La lambourde est d'abord serrée sur la trousse par des coins chassés contre la roche, puis on bourre de la mousse jusqu'à refus dans le vide qui

Pl. XII.



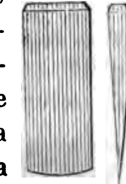
Fonçage d'une avaleresse.

Page 213

reste entre elle et les parois; on complète ensuite le joint en enlevant les coins, dont on remplit de même la place avec de la mousse.

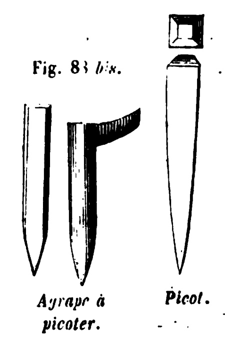
Le joint est dès lors préparé ; il ne s'agit plus que de le serrer, et de rendre la pression entre la trousse et la roche telle, que ce joint ne puisse jamais céder, et que la trousse, ainsi encastrée dans le terrain, puisse devenir la base imperméable du cuvelage. Tel est le but de l'opération dite *picotage*.

Entre la lambourde et la trousse on enfonce des coins plats en bois blanc dits *plats-coins* (fig. 87 *bis*). Ces coins sont d'abord faiblement engagés sur tout le pourtour, de manière à être bien contigus. On les enfonce ensuite simultanément et aussi également que possible; lorsque l'écartement déterminé entre la trousse et la lambourde par la compression de la mousse contre les parois est suffisant pour que les coins puissent être retournés la tête en bas, on chasse sur chaque face un coin en fer plus épais que les plats-coins, de manière à pouvoir dégager le coin voisin, qu'on remplace par un autre placé la tête en bas. On double chaque coin retourné par un second coin superposé, et de proche en proche on dégage tous les premiers coins, qu'on remplace par des doubles coins superposés. Le serrage est ensuite forcé autant que possible et jusqu'à refus d'enfoncement.

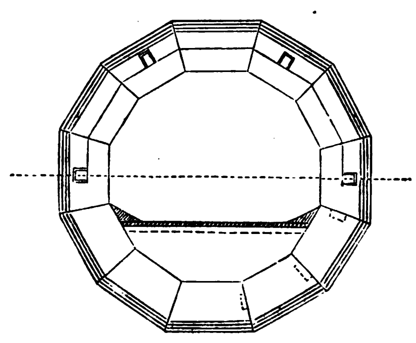

Fig. 87 *bis*.
Plat-coin.

A ce moment la zone extérieure du cadre présente trois lignes concentriques, l'une formée par les coins, l'autre par la lambourde et la troisième par la mousse déjà serrée contre les parois du puits; ces trois zones sont indiquées par le plan, figure 89 *bis*. On prend alors un coin quadrangulaire en fer aciéré, dit *agrape à picoter* (fig. 88 *bis*), on l'enfonce entre les plats-coins, et dans le vide produit on enfonce des coins en bois dits *picots*. Les premiers picots sont en sapin, et on les chasse jusqu'à refus, entre tous les interstices, des plats-coins. Alors tout est déjà serré ; le joint de mousse, d'abord large, est devenu à peine visible. On recèpe toutes les têtes des pi-

cots et plats-coins, puis on refend avec une agrape les têtes de chaque plat-coin pour y enfoncer des ***picots en bois de chêne*** préalablement séchés au four. On continue ensuite à picoter partout où l'agrape peut entrer, et ce n'est que lorsqu'elle-même ne peut plus pénétrer en aucun point que le picotage est regardé comme complet. Il ne reste plus alors qu'à picoter les angles de la lambourde pour que la trousse soit définitivement établie.


Fig. 83 *bis*. *Agrape à picoter.* *Picot.*

On place habituellement l'une sur l'autre deux trousses ainsi picotées, afin d'avoir toute sécurité sur la solidité de ce joint inférieur qui est la base du cuvelage. Lorsque la pression du picotage a déversé les pièces, ainsi qu'il est indiqué pl. XII, on a soin de donner une pente aux surfaces inférieures du cadre superposé afin de rétablir la verticalité sur les trousses; on monte ensuite le cuvelage, qui est composé de cadres contigus d'environ $0^m,29$ d'épaisseur et $0^m,25$ à $0^m,35$ de hauteur. Ces cadres doivent être bien dressés sur les deux faces jointives, de sorte que le joint puisse ensuite être fait par un sim-


Fig. 89 *bis*. *Plan et coupe d'un cuvelage.*

ple calfatage. Il n'est pas nécessaire que toutes les pièces des cadres soient de même hauteur, on préfère même les faire de hauteur différente, ainsi qu'il est indiqué (fig. 89 *bis*). Les pièces sont simplement assemblées à onglet; mais quelquefois on réunit en outre ces onglets par tenon et mortaise. L'épaisseur des pièces doit être proportionnée à la pression qu'elles doivent supporter, on la réduit à mesure que le cuvelage s'élève.

Derrière les cadres, c'est-à-dire entre le cuvelage et la paroi du puits, il reste un vide dans lequel se trouve le boisage provisoire; on y jette et on y pilonne du mortier hydraulique. Ce mortier s'insinue dans tous les vides, durcit et protége le cuvelage contre l'effort des eaux, en formant une enveloppe d'un secours précieux pour l'entretien et les réparations.

Lorsqu'on monte un cuvelage élevé, on établit de distance en distance une *trousse porteuse*. C'est un cadre *colleté*, c'est-à-dire serré contre les parois à l'aide de coins. Ces cadres, espacés de 5 à 10 mètres, rendent le cuvelage adhérent au puits, de telle sorte qu'il pèse moins sur les trousses picotées de la base.

Pour continuer le fonçage, on laisse d'abord au-dessous des trousses picotées une console d'un mètre environ de hauteur (pl. XII), puis on reprend le premier diamètre, et l'on traverse le banc aquifère inférieur comme on a traversé le premier. Arrivé au terrain solide et imperméable, on établit sur ce terrain un nouveau picotage double, et l'on monte les cadres contigus du cuvelage jusqu'à la console. Alors on sape successivement les diverses parties de cette console, et on arrive à lui substituer un dernier cadre dit *clef*, qui laisse nécessairement un petit vide horizontal. Ce vide est rempli par un picotage horizontal fait entre le cadre-clef et la trousse picotée supérieure. Enfin, lorsqu'on a atteint les *dièves*, grand banc de glaise qui est la base de tous les niveaux, on y fonde tout le cuvelage sur un picotage triple ou quadruple, et l'on rend le cuvelage complétement imperméable en calfatant les joints de tous les cadres entre eux.

Il est facile de prévoir, d'après cette description succincte, combien le fonçage d'une avaleresse renferme de difficultés par suite des accidents qui peuvent survenir. Un ingénieur, chargé pour la première fois d'un pareil travail, ne peut manquer d'être effrayé en voyant les eaux envahir le puits et monter rapidement au moindre dérangement des pompes; même dans les phases régulières du fonçage, la chute bruyante des eaux, la situation pénible des mineurs, obligés de travailler dans l'eau, la confusion inévitable qui résulte de leur accumulation et de la nécessité de les remplacer souvent, enfin certains moments d'efforts infructueux pendant lesquels le travail semble rétrograder, tout se réunit pour placer cette opération au rang de celles qui exigent le plus d'habileté et de persévérance.

Il est des cas où des niveaux n'ont pu être franchis, malgré l'emploi de plus de 300 chevaux de force. D'autres fois, au contraire, le fonçage s'exécute facilement; un picotage se fait en moins de vingt-quatre heures, et un niveau de 5 à 10 mètres est franchi et cuvelé en moins d'un mois.

Les niveaux les plus violents, après l'augmentation, qui est la suite de l'épuisement, débitent de 4000 à 8000 mètres cubes en vingt-quatre heures; le plus ordinairement, le débit de l'eau ne dépasse pas 1500 à 3000 mètres. Quant aux pressions, celles de 30 à 60 mètres peuvent être considérées comme représentant les conditions moyennes.

Lorsque les eaux sont abondantes et qu'on monte un cuvelage, il est essentiel de percer dans les cadres inférieurs des trous pour laisser les eaux s'écouler par la base; sans cette précaution, l'eau remonte, délaye et entraîne le béton. Il est bon aussi de laisser monter les eaux dans l'intérieur du puits à mesure que le cuvelage s'élève, afin de diminuer la pression, tant que les calfatages ne sont pas établis.

Dans la plupart des puits, les niveaux qui pressent contre le cuvelage sont indépendants les uns des autres et sujets à de très-grandes variations, suivant les saisons. Ces variations sont inégales, de telle sorte que quelques-uns deviennent

très-faibles, alors que d'autres conservent toute leur pression.

Comme les diverses parties d'un cuvelage se trouvent isolées par les trousses picotées, il résulte de ces variations que, tandis que certaines parties sont soumises à des pressions considérables, d'autres se distendent par la diminution des eaux. Lorsque la pression vient ensuite à se rétablir, les joints laissent passer l'eau, le calfatage est affaibli et les fuites deviennent difficiles à maîtriser.

Il importe donc d'établir dans un cuvelage une solidarité générale, en rendant la pression aussi constante que possible. On arrive à ce but en perçant la partie des trousses picotées qui se trouve derrière le cuvelage de plusieurs trous de tarière, et mettant ainsi tous les niveaux en communication les uns avec les autres. Afin de rendre les réparations plus faciles dans certains cas, on se réserve le moyen de supprimer cette communication par des robinets. Quant aux cuvelages dans lesquels ces précautions n'ont pas été prises dès le principe, on peut établir la communication au moyen de tuyaux coudés placés à l'extérieur. La figure 89 *bis* indique une trousse picotée posée sur un cadre colleté et percée de trous qui mettent en communication les niveaux du dessus et du dessous. Cette communication est assurée au moyen de conduites verticales en bois, qui empêchent le béton de l'interrompre.

Les niveaux paraissent d'ailleurs soumis aux influences qui régissent ordinairement le volume des sources. Ainsi on a souvent observé que les pièces d'un cuvelage fléchissent et se rompent aux époques de la hauteur maximun des eaux, c'est-à-dire au printemps, et que, par un effet inverse, c'est-à-dire par un relâchement de tension, des accidents se manifestent également après un été très-sec. Les ruptures ont surtout lieu dans les pièces défectueuses; aussi ces pièces doivent-elles être remplacées dès qu'on s'aperçoit qu'elles fléchissent et qu'elles laissent filtrer l'eau à travers leurs pores; l'action mécanique des fuites désagrégeant de plus en plus les fibres de bois, la flexion augmenterait et une rupture subite pourrait se produire. C'est dans ce

cas de rupture qu'on apprécie l'utilité d'un bon garnissage en béton, qui empêche l'irruption des eaux et facilite le changement des pièces.

Lorsqu'on attaque un puits qui doit, à une certaine profondeur, traverser des couches à niveau, il faut autant que possible conduire le travail de manière à n'arriver aux couches aquifères qu'à l'époque des basses eaux.

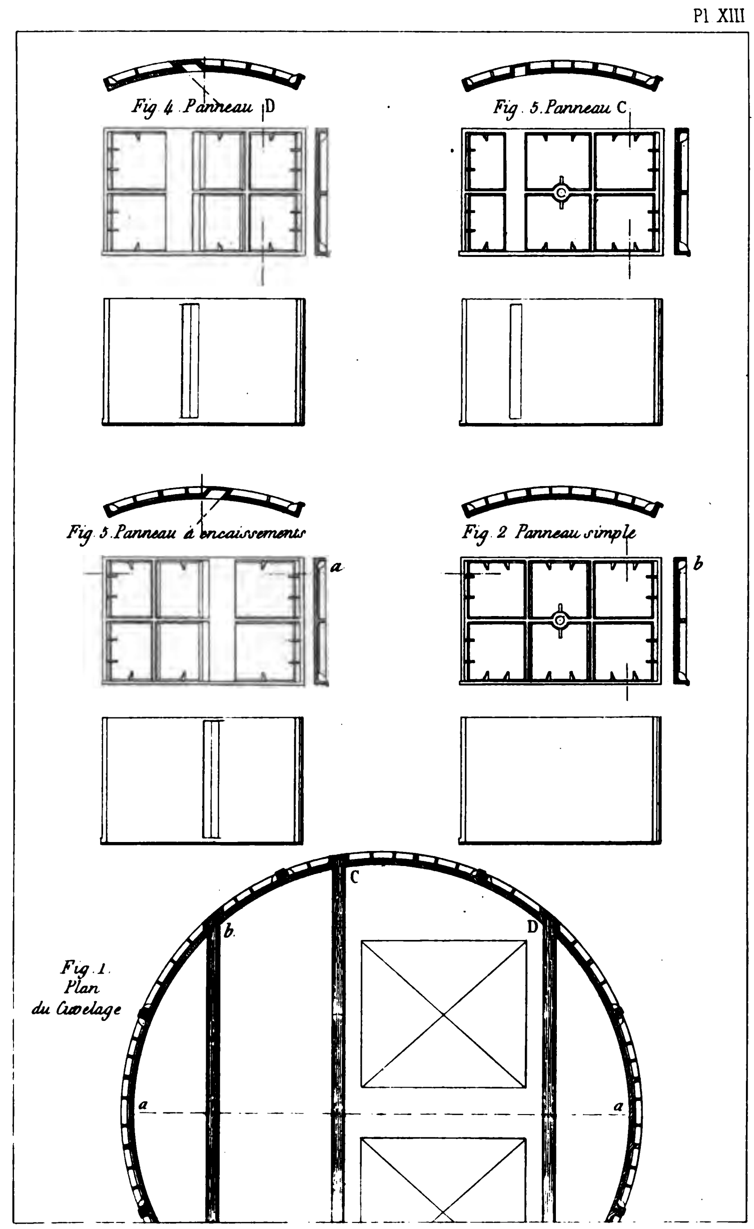
Quelle que soit la forme du puits, les procédés ne changent pas. Les grands puits de 4 mètres de diamètre sont ordinairement octogones, décagones ou dodécagones. On a même porté le nombre des côtés du polygone jusqu'à vingt-deux. Cette forme polygonale des puits a l'avantage de diminuer la portée des bois. Les petits puits sont de préférence carrés ou rectangulaires.

En Angleterre, où le bois est cher, on a trouvé avantageux de lui substituer la fonte.

Les puits cuvelés en fonte sont ronds. Des trousses picotées sont établies, comme d'habitude, à la base des niveaux, et sur ces trousses on monte des panneaux en fonte d'environ 1 mètre de hauteur et portant sur toutes leurs arêtes un rebord plat de 0^{m}, 15 de largeur. La circonférence totale est formée ordinairement de six ou huit de ces panneaux posés les uns à côté des autres, et laissant entre eux des intervalles longitudinaux de 0^{m},01 à 0^{m},02 que l'on picote à la manière ordinaire. Les joints horizontaux se font très-bien par la simple interposition d'une étoffe de laine goudronnée et par la pression qui résulte du poids des pièces.

La planche XIII indique la disposition d'un puits cuvelé en fonte de 4 mètres de diamètre, et la construction des panneaux.

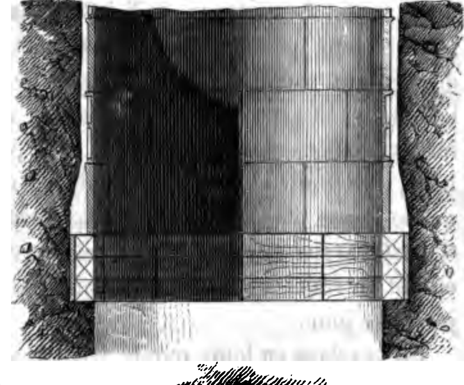
Ce puits est divisé en compartiments, suivant les exigences du service; le principal est consacré à l'extraction par des cages guidées dont la projection est indiquée. Les divisions sont formées par des traverses posées de 3 en 3 mètres et encastrées dans les pièces de fonte.



Construction d'un Cuvelage en fonte.
Élévation Plan et Coupe des Panneaux

La forme des diverses pièces du cuvelage est indiquée par les figures où l'on remarquera sur ces pièces les encastrements pour recevoir les bois. Ce sont des poches ménagées dans la fonte, dans lesquelles les bois sont encastrés sans pouvoir en sortir. Il faut que, d'un côté du puits, ces poches soient plus profondes qu'il n'est indiqué sur le plan, afin que les pièces de bois puissent y être introduites et calées.

On pose successivement deux anneaux formés de panneaux simples et un anneau comprenant les panneaux à encastrements.



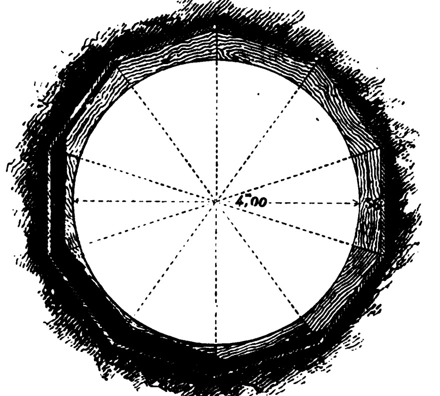


Fig. 90. Cuvelage en fonte.

Tous les panneaux simples portent dans leur milieu un trou de 5 à 6 centimètres de diamètre qui sert à l'écoulement des eaux pendant le montage du cuvelage. Ces trous servent, en outre, à descendre et poser les pièces au moyen d'une broche que l'on y passe et d'un étrier qui la saisit.

Les rebords de juxtaposition des panneaux sont faits de telle sorte que l'un d'eux porte toujours une petite saillie destinée à arrêter les planchettes en sapin que l'on y place suivant le fil du bois, et dans lesquels on fait ensuite le picotage. Les trousses picotées sont indiquées figure 90. On en établit à diverses hau-

teurs, autant que cela est nécessaire pour l'isolement successif des niveaux et pour le soutènement du tube. Ce soutènement est complété par un mortier hydraulique que l'on coule derrière les panneaux, et par les broches en bois de chêne que l'on chasse dans chaque trou des panneaux simples, et dont les saillies s'engagent dans les anfractuosités du sol et dans le béton.

Dans les cuvelages en fonte ainsi que dans les cuvelages en bois, l'épaisseur des pièces doit diminuer à mesure qu'on s'élève. Ainsi, pour des niveaux de 6 à 8 atmosphères de pression à la base et une profondeur de 100 mètres, on commence par donner aux panneaux une épaisseur de $0^m,035$, et l'on double le nombre des nervures; à 25 mètres au-dessus des picotages inférieurs, on réduit l'épaisseur à $0^m,030$; à 25 mètres plus haut, c'est-à-dire à 50 mètres au-dessus des picotages inférieurs, on ne donne plus que $0^m,025$ d'épaisseur, et l'on termine par $0^m,020$. Arrivé au-dessus du point de remontée des niveaux, on établit un rouet sur lequel on monte une légère tonne de briques jusqu'au jour.

Un cuvelage en fonte monté avec les précautions qui viennent d'être indiquées présente évidemment des conditions de solidité qui en rendent la durée presque indéfinie et l'entretien nul, si toutefois on a eu soin de n'admettre que des fontes saines et de bonne qualité. Chaque panneau doit donc être soigneusement examiné avant d'être descendu. Si, d'ailleurs, un d'entre eux vient à rompre sous la pression des eaux, son remplacement est facile.

On peut exécuter des cuvelages en maçonnerie, système qui a été souvent appliqué en Angleterre et en Allemagne.

En Angleterre, les puits ainsi cuvelés sont ronds. La maçonnerie est en briques d'échantillon, fondée sur des rouets picotés. Le dernier rouet ne présente pas une surface horizontale ; il a été taillé suivant un plan incliné hélicoïdal ; sa surface forme le premier tour d'une spire dont les briques superposées continuent la marche hélicoïdale. On a ainsi l'avantage de ne pas

fermer chaque anneau de maçonnerie par une clef, c'est-à-dire par des briques que l'on est obligé de couper à la hachette, et qui sont toujours de mauvaise forme.

La maçonnerie est généralement composée de deux briques d'épaisseur. Les rouets sur lesquels elle repose sont percés de trous de tarière qui laissent passer les eaux, et les empêchent de monter derrière le cuvelage pendant qu'on le construit. Partout où cela est nécessaire on engage, en outre, dans la maçonnerie des tubes en fonte qui donnent issue aux eaux des niveaux. On peut, à l'aide de cette précaution, piloner entre le terrain et le cuvelage, à mesure que l'on s'élève, un béton hydraulique. On laisse, en outre, monter les eaux dans le puits en même temps que le cuvelage, de telle sorte que le béton et le mortier hydraulique des joints y prennent toute la solidité désirable.

Lorsque le cuvelage est arrivé à sa partie supérieure et qu'on juge sa consolidation complète, on épuise les eaux du puits et l'on bouche progressivement toutes les issues que l'on avait laissées aux eaux.

En Allemagne, et notamment dans le bassin houiller de la Ruhr, on construit des cuvelages en maçonnerie dans de grands puits rectangulaires dont les côtés sont cintrés. La figure 91 donne le plan et la coupe d'un de ces puits divisé en quatre compartiments, dont deux sont destinés à l'extraction, un à l'épuisement et le quatrième aux échelles.

Le plan fig. 91 indique à la fois les cadres du boisage provisoire, la maçonnerie cintrée à deux rangs de briques, son garnissage extérieur, en béton hydraulique, enfin les tubes engagés dans la maçonnerie pour le passage des eaux, placés vis-à-vis les principales sources, tubes que l'on bouche lorsque le travail est terminé.

Lorsqu'on monte le cuvelage en maçonnerie, et que l'on rencontre un banc solide qui puisse servir de fondation, on creuse au-dessus de ce banc une banquette dans laquelle on loge une fondation que l'on obtient par une épaisseur supplémentaire ajoutée à la maçonnerie.

Les cuvelages en maçonnerie, lorsqu'ils ont été faits avec soin, sont imperméables à la colonne d'eau des niveaux pendant les premiers temps de l'exploitation; mais, après quelques

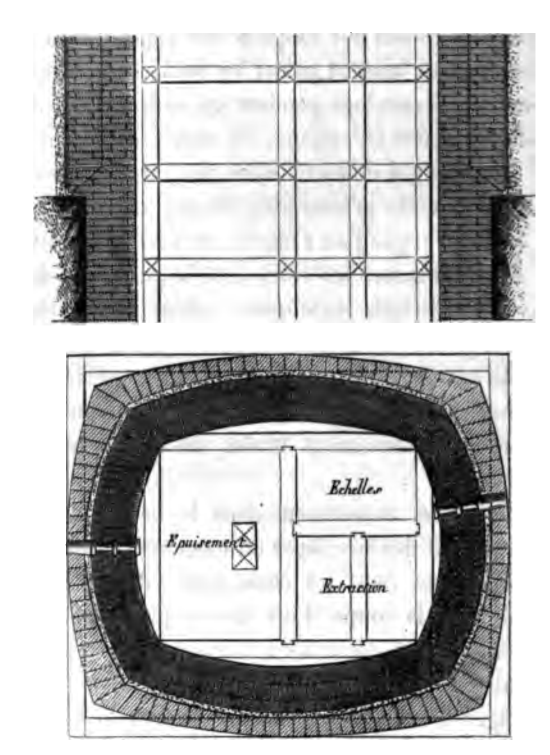


Fig. 91. *Plan et coupe d'un puits cuvelé en maçonnerie.*

années, soit que le terrain ait éprouvé des mouvements par le fait de l'exploitation, soit que la maçonnerie elle-même ait été altérée par l'action dissolvante et la pression des eaux, ils en laissent filtrer une certaine quantité. Alors se manifestent tous les inconvénients de ce système de cuvelage. Les fissures d'infiltration s'agrandissent incessamment, et il est impossible de les réparer.

Aussi, en comparant les puits cuvelés en bois ou en fonte à ces

cuvellements en maçonnerie, nous n'hésitons pas à donner la préférence aux premiers et à conclure que les cuvelages en maçonnerie ne doivent être employés que contre des eaux d'infiltration ou contre des niveaux de peu d'importance.

Les détails de construction des cuvelages peuvent varier dans des limites assez étendues ; mais le but et l'ensemble des opérations est toujours d'établir, à travers les couches aquifères, un tube imperméable et solide. La solidité de ce tube, les précautions à prendre pour en faire les joints, doivent naturellement être proportionnées à la pression des niveaux. Dans des roches très-consistantes, comme certains grès fissurés et aquifères, l'emploi du béton hydraulique et d'un cuvelage léger est quelquefois suffisant ; dans d'autres cas, au contraire, il faut accumuler toutes les ressources de la pratique et de l'invention.

CONDUITE DU FONÇAGE D'UN PUITS CUVELÉ.

Le fonçage des puits est un travail souvent long et difficile à exécuter, aussi il n'est pas de petit perfectionnement qui n'ait une grande portée, s'il est pratique et s'il peut en résulter une amélioration dans le percement ou plus de facilité pour traverser les sables boulants aquifères, les argiles coulantes et les niveaux.

De grands fonçages sont entrepris aujourd'hui pour recouper, à des profondeurs de 500 à 700 mètres, des gîtes minéraux indiqués par les études géologiques. Une pareille entreprise exige non-seulement un travail de cinq à sept années, car on ne fait guère dans les conditions moyennes plus de 100 mètres par année, mais un capital considérable. Pour atteindre ces grandes profondeurs, il est prudent de donner au puits d'extraction de grandes dimensions, par exemple $3^m,50$ à 4 mètres de diamètre; il faut en outre l'accompagner d'un puits d'aérage, sans lequel on ne pourrait, par la suite, s'éloigner du puits par des galeries, faute de courant d'air.

Un pareil travail poursuivi, dans des terrains solides, lorsque le matériel suffit à l'extraction des matériaux, à l'épuisement des eaux et à la circulation des ouvriers, n'exige que de la persévérance et une confiance soutenue dans le résultat. Mais, dans les terrains ébouleux et aquifères, il faut continuellement parer aux accidents, et il en est de tellement imprévus qu'il semble souvent que chaque fonçage présente un caractère spécial et un historique de difficultés et de moyens employés qui lui est particulier. C'est à cause de cet imprévu des accidents que dans aucun travail l'influence de l'ingénieur n'est aussi décisive.

Les perfectionnements apportés dans le matériel et la conduite des sondages ont fait naître l'idée de forer des puits de 3 et 4 mètres de diamètre à l'aide d'une sonde. M. Kind appliqua le premier cette idée; en 1847, il fora des puits pour traverser les grès rouges des environs de Stiring, près Forbach, et pénétrer dans les terrains houillers sous-jacents.

L'outil employé se compose d'un triangle en fer portant, sur une forte traverse horizontale qui lui sert de base, une série de lames ou trépans; deux traverses supérieures, perpendiculaires entre elles, servent en même temps de guides et d'alésoirs. Cet outil est mis en mouvement de manière à opérer un battage avec mouvement giratoire. Il n'est d'ailleurs employé qu'après avoir été précédé par un forage exécuté au centre du puits; tous les débris tombent dans ce trou central, d'où ils sont enlevés à l'aide d'un tube ou seau à soupapes.

Au point de vue du simple forage d'un puits, ce procédé a l'inconvénient d'obliger à réduire par simple percussion, en sable fin, toute la masse de roche que le procédé ordinaire du tirage à la poudre débite en gros fragments; il a aussi l'inconvénient, si les roches sont dures, d'exiger un véritable atelier de réparation, pour changer les lames du trépan et réparer toutes les parties de l'outil qui s'usent rapidement et se brisent quelquefois. Par ces motifs, le procédé ne paraît économique ni sous le rapport du temps ni sous le rapport de la dépense; il n'est réellement applicable qu'aux puits qui doivent traverser

des terrains assez consistants et très-aquifères, parce qu'il permet de forer sans épuiser les eaux; l'épuisement se fait seulement lorsqu'on a atteint le terrain solide et imperméable sur lequel doivent être établies les trousses picotées du cuvelage.

On a essayé à plusieurs reprises de descendre dans un puits ainsi foré un cuvelage construit et monté à l'extérieur, et de faire le joint du bas en jetant un béton hydraulique au fond du puits et en pilonant du mortier autour du tube; mais ces diverses tentatives ont échoué. En résumé, le procédé Kind subsiste comme utilement applicable, mais seulement dans certains cas particuliers.

Nous croyons devoir présenter, comme exemple de fonçage difficile et bien conduit, un fonçage exécuté suivant les procédés ordinaires, mais dans lequel ces procédés ont été appliqués avec une intelligence remarquable et avec cette sûreté d'exécution qui surmonte les plus grandes difficultés. Ce fonçage, exécuté sous la direction de M. de Laroche dans la concession de Strepy-Bracquegnies, au levant de Mons, a été décrit avec beaucoup de détails par M. Bouhy.

Le fonçage fut attaqué, en mai 1845, de manière à obtenir un diamètre définitif de 3^{m},50.

On traversa d'abord 18 mètres d'argiles et sables peu aquifères, qui furent pourvus d'un boisage provisoire formé de cadres à 16 pans, avec un garnissage en fascines maintenues par des planches. Ces cadres furent réunis par des planches clouées ou coulants, qui servaient à la fois à rendre le boisage solidaire et à faciliter le guidage des cuffats. On rencontra ensuite 16 mètres de sables verts avec silex contenant un peu d'eau, qui furent de même traversés et boisés, puis l'on pénétra dans les sables du *tourtia*, qui, dans cette région, sont ébouleux et très-aquifères.

On arrêta le fonçage, on posa un rouet dans la partie la plus solide, et l'on monta jusqu'au jour une tonne ou revêtement d'une brique et demie d'épaisseur. Une machine à vapeur fut ensuite établie à l'orifice du puits avec des pompes de 0^{m},38 de diamètre.

Examen fait de la composition des sables du tourtia dans lesquels on devait pénétrer, on se détermina à y enfoncer, à mesure que l'on approfondirait le puits, un nouveau système de cuvelage ou plutôt une trousse coupante, composée de tronçons en tôle superposés et successivement boulonnés les uns sur les autres à mesure qu'ils descendaient.

Les tronçons cylindriques avaient $3^m,50$ de diamètre intérieur et 2 mètres de hauteur ; ils étaient en tôle de $0^m,015$ d'épaisseur, pourvus à leurs extrémités de collets ou brides d'assemblage en fer d'angle rivé à la tôle ; ces collets étaient percés de 130 trous de $0^m,025$ de diamètre pour les boulons qui devaient les réunir de manière à ne former qu'un seul tube. Comme ce cuvelage devait supporter des efforts considérables de frottement et de pression, les tronçons qui devaient le composer par leur superposition étaient munis, dans leur milieu, d'un cercle en fonte rivé à l'intérieur, et renforcés à l'extérieur par des lames de fer verticales ; enfin, un anneau en tôle, dit de recouvrement, de $0^m,40$ de hauteur, dépassait les brides d'assemblage de manière à permettre de river les tronçons les uns aux autres. Des dispositions furent prises dans le puits, au-dessus du niveau des eaux, pour pouvoir exécuter cette rivure au moyen d'une petite galerie circulaire, extérieure au cuvelage.

Toutes ces dispositions étant prêtes, le cuvelage fut descendu et monté par tronçons successifs, à mesure qu'il pénétrait dans le sable.

Comme le poids de ce cuvelage devint promptement insuffisant pour le faire descendre, il fallut exercer à sa partie supérieure une pression qui fut obtenue au moyen de six vis d'un mètre de longueur et de $0^m,12$ de diamètre. Les têtes de ces vis étaient appuyées contre des pièces de bois horizontales, de $0^m,40$ d'équarrissage, solidement encastrées dans le terrain; ces vis, munies d'écrous de $0^m,15$ de hauteur, traversaient deux autres pièces de bois placées en travers du cuvelage ainsi qu'il est indiqué (fig. 91 *bis*). En faisant successivement tourner les écrous, on développait une pression qui obligeait le cuvelage à

descendre. Lorsque la descente avait amené les vis à l'extrémité de leur course, on plaçait sous les bois transversaux supérieurs des tasseaux qui permettaient de recommencer une nouvelle opération, et, lorsqu'une descente suffisante avait été obtenue, un nouveau tronçon était descendu, boulonné et rivé sur le cuvelage. La disposition générale de la trousse est indiquée par les figures 91 *bis* et 92.

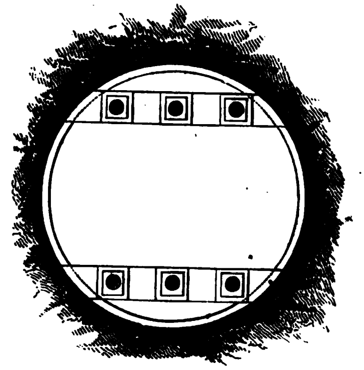


Fig. 91 *bis*. *Plan indiquant la disposition des vis de pression.*

Après avoir enfoncé 12 mètres de cuvelage, on atteignit vers la fin de septembre la tête d'un banc de sable de 22 mètres d'épaisseur, rendu très-mouvant par la présence d'une quantité d'eau très-considérable; jusque-là, le travail avait été exécuté en tenant les eaux *à plat*, c'est-à-dire en creusant et en épuisant les eaux affluentes. Mais l'expérience acquise dans un fonçage précédent ne permettait plus de procéder ainsi.

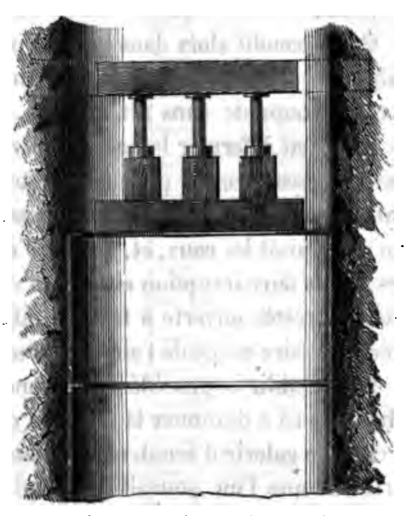


Fig. 92. *Descente d'un cuvelage en tôle par pression.*

En effet, la pression des eaux et l'affluence des sables dans le puits auraient eu pour effet de créer autour du cuvelage des vides et par suite des éboulements subits, qui dans le fonçage voisin avaient brisé le tube du cuvelage et compromis la réussite du travail. M. de

Laroche continua l'enfoncement du puits sans opérer l'épuisement, c'est-à-dire en enlevant les sables du fond avec des dragues, et donna à ce travail le nom de fonçage à *niveau plein*.

Par ce moyen, aucune force ne tendait à chasser les sables vers l'intérieur du puits, et le sable raréfié par le dragage permit de continuer l'enfoncement du cuvelage. Cet enfoncement devint cependant de plus en plus pénible à mesure que les frottements extérieurs devenaient plus considérables par l'approfondissement, et vers la fin de septembre 1846, c'est-à-dire après une année de ce travail, l'avaleresse n'avait encore que 64 mètres de profondeur ; on y avait établi 32 mètres de cuvelage en tôle et il restait encore $1^{m},40$ à faire pour arriver au terrain houiller. Le cuvelage était arrêté par la pression des sables. Pour vaincre cette pression on épuisa les eaux de manière à les faire baisser de 6 mètres ; cet abaissement suffit pour faire remonter les sables dans l'intérieur du cuvelage, les raréfia à l'extérieur et permit de faire descendre la trousse coupante jusqu'au terrain houiller.

On descendit alors dans le puits un alésoir avec lequel on attaqua les schistes houillers, et l'on parvint à faire pénétrer la trousse coupante dans ces schistes.

Il restait à fermer la base du niveau; c'est-à-dire à y établir des trousses picotées pour fermer toute issue aux eaux et aux sables vers l'intérieur du cuvelage. Cette opération exigeait qu'on épuisât les eaux, et, si on les épuisait, on s'exposait à voir les sables faire irruption avec elles dans le puits par la zone annulaire restée ouverte à la base. Afin d'éviter ce danger, on se décida à faire usage de l'air comprimé.

Pour établir ce procédé dans les meilleures conditions, on chercha d'abord à diminuer la pression des eaux qui était de 31 mètres ; une galerie d'écoulement permit de la réduire à 22 mètres, pression que l'on pouvait aisément dominer avec une pression d'air de 3 atmosphères et demie.

Le sas à air représenté par la coupe verticale (fig. 93) fut établi à la partie supérieure du cuvelage en tôle, et l'on en com-

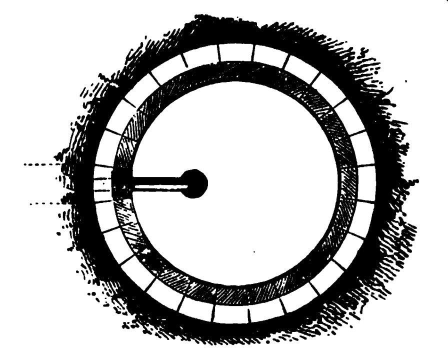


Fig. 93. *Disposition de l'appareil à air comprimé dans la trousse coupante en tôle.*

pléta l'aménagement par des cloisons jointives en madriers de 0m,22 d'épaisseur. Ces madriers furent assemblés par des languettes de 0m,2 sur 0m,3 de largeur et serrés par un fort boulonnage. Les deux ouvertures nécessaires au jeu de l'appareil avaient 0m,65 sur 0m,35 ; elles étaient fermées par des clapets métalliques. Un système de traverses, de colonnes et de boulons d'écartement consolida l'appareil.

Le tube d'arrivée de l'air comprimé avait, 0m28, de diamètre ; le cylindre soufflant avait 0m,52 de diamètre et 0m,90 de course. Enfin un

tuyau d'évacuation fut disposé de manière à rejeter les eaux dans la galerie d'écoulement; ce tuyau était allongé à mesure que l'on approfondissait le puits.



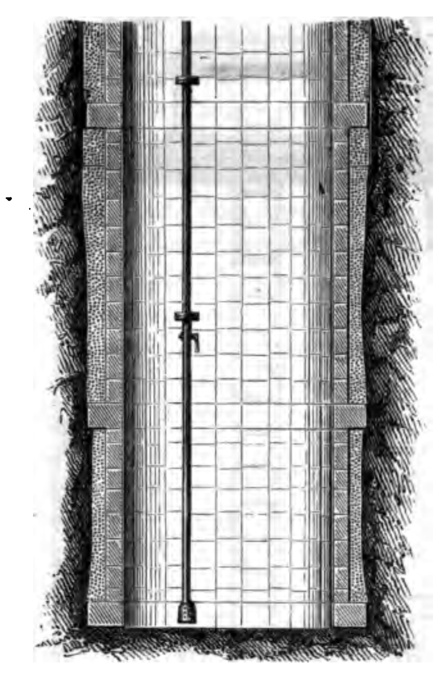


Fig. 94.

Après avoir éprouvé le sas à air, à une pression de 4 $\frac{1}{2}$ atmosphères, le 8 mars 1847 on commença à comprimer l'air dans le puits. Sous l'influence de la pression de l'air, les eaux furent refoulées dans l'intérieur du tuyau de décharge. A mesure de cet abaissement les ouvriers établissaient deux systèmes d'échelles verticales; le 21 mars le puits était à sec et l'on put arriver sur le schiste houiller.

On visita d'abord le cuvelage qui était en bon état, à l'exception des six tronçons inférieurs dont les cercles de renfort avaient été brisés. On les répara, et, après avoir calfaté et glaisé le mieux possible la zone inférieure comprise entre le cuvelage et le terrain, on a enfoncé le puits dans les schistes houillers en y cherchant un banc assez dur

et imperméable pour y asseoir les trousses picotées. On trouva ce banc à 3m,30 de profondeur et l'on y établit une trousse circulaire à 22 pans, du 3 au 5 avril 1846. On éleva ensuite le cuvelage jusqu'au cylindre en tôle au-dessous duquel on plaça encore une trousse picotée, puis on monta le cuvelage dans l'intérieur même du cylindre en tôle en y plaçant des trousses colletées de 6 en 6 mètres (fig. 94).

Les conditions de construction du cuvelage ont été établies ainsi qu'il suit :

La première trousse picotée fut composée de 22 pièces en bois de chêne de 0m,30 de hauteur et de 0m,45 de largeur, assemblées à onglets avec tenons et mortaises. Les plats-coins en sapin avaient 0m,22 de longueur, 0m,06 de largeur et 0m,015 d'épaisseur à la tête. La lambourde avait 0m,025 d'épaisseur sur 0m,30 de hauteur. La mousse fut matée comme d'habitude, puis les plats-coins posés les premiers la tête en bas, les autres superposés. On enfonça ensuite les picots d'abord en hêtre, puis en chêne ; ces picots avaient 0m,15 de hauteur et 0m,015 de côté à la tête..

Les trousses colletées dans le tube en tôle furent réduites à 0m,25 sur 0m,26. Les pièces du cuvelage, de hauteurs différentes, eurent 0m,17 d'épaisseur, et on coula entre elles et le tube en tôle un béton hydraulique. On laissa monter les eaux à mesure que le cuvelage s'élevait, puis on les chassa de nouveau par la compression de l'air pour faire le calfatage.

Cette description succincte laisse de côté un grand nombre d'incidents qui ont été consignés dans le travail de M. Bouhy ; elle suffit pour préciser les conditions générales de la conduite de ce fonçage qui fut terminé en mai 1847, après deux années d'un travail incessant.

CONSTRUCTION DES SERREMENTS.

Dans l'intérieur des travaux des mines, la rencontre subite d'amas d'eau, la nécessité de s'isoler d'exploitations anciennes,

obligent quelquefois à construire des digues ou barrages qu'on appelle *serrements*.

Ces digues ont de grandes analogies avec les cuvelages ; comme eux, elles sont formées de pièces de bois contiguës, dont les dimensions sont proportionnées à l'effort à supporter, et que l'on serre contre le terrain encaissant au moyen de picotages. Quelques détails sur les diverses circonstances qui peuvent se présenter résumeront les dispositions laissées au choix de l'ingénieur.

Les serrements se font verticalement dans une galerie ou horizontalement dans un puits. Le cas le plus simple est celui où l'on opère en galerie de petite ou moyenne section ; dans ce cas, on prépare dans la roche l'encadrement du serrement, en y pratiquant des entailles suivant la disposition indiquée par les figures 95, 96 et 97.

Élévation et coupes d'un serrement droit dans une galerie.

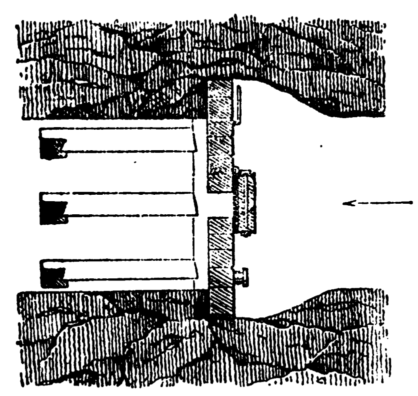



Fig. 95. *Coupe verticale.*

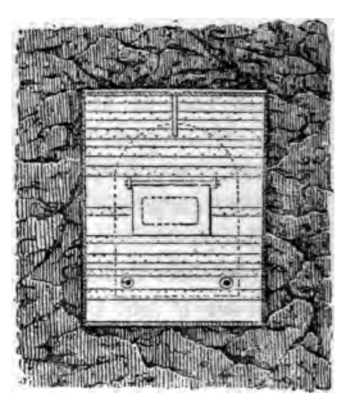


Fig. 96. *Élévation.*

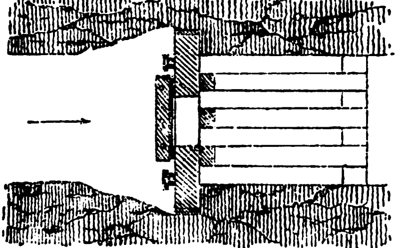


Fig. 97. *Coupe horizontale.*

Ces entailles étant préparées, on empile les unes sur les autres des pièces de chêne

équarries et dont les faces de contact sont bien dressées, en ayant soin de garnir avec de la mousse le joint horizontal du fond. Arrivé près du plafond, on place d'abord la pièce du haut en la soutenant par des tasseaux, puis on pose la dernière pièce ou clef qui, pour entrer, aura besoin d'un jeu ou écartement de 4 à 6 centimètres. Ce jeu doit être rempli par un picotage horizontal fait entre deux pièces du serrement. Ce picotage s'exécute, comme dans le cuvelage, après avoir fait le joint par un lit de mousse placé entre la pièce supérieure et la paroi, en picotant au moyen de plats-coins et de picots, d'abord en bois blanc, puis en chêne ou hêtre bien séché : on serre ainsi par un seul picotage le joint des deux parois horizontales. On fait ensuite les deux joints verticaux des parois latérales par des picotages verticaux entre la roche bien dressée et les abouts des pièces, en se servant de lambourdes. Il ne reste plus qu'à calfater les joints horizontaux du serrement, à recouvrir le calfatage de bandes de fer ou de planches clouées, puis à l'armer contre la poussée des eaux, au moyen d'un système de charpente qui s'oppose à toute flexion des pièces de bois. Enfin, on ménage vers le milieu une soupape pour la sortie des ouvriers.

Deux trous de tarière auront été pratiqués à la base du serrement pour permettre aux eaux de s'écouler pendant l'opération ; on les bouche avec des tampons maintenus par des vis de pression. Les eaux s'accumulent dès lors contre le serrement, au sommet duquel on place un manomètre qui constate les variations de pression et permet de juger s'il n'y a pas danger de rupture.

Dans la mine de la Chartreuse, près de Liége, le terrain n'ayant pas été considéré comme présentant une résistance suffisante, des serrements analogues ont été construits en disposant les pièces verticalement au lieu de les placer horizontalement. Les entailles de la roche, au lieu d'être droites, étaient inclinées. Chaque pièce du serrement, établie comme l'indiquent les figures 98, 99 et 100, et suivant l'ordre marqué sur l'élévation, a été butée intérieurement au moyen de petits poinçons, afin qu'aucune d'elles ne pût se déranger pendant le picotage. On

a d'abord fait le picotage des parois verticales sans entailles; puis on a exécuté les picotages du faîte et de la base de manière à encadrer le serrement, qui a été ensuite consolidé par une charpente de butée dont la disposition

Construction d'un serrement vertical dans une galerie.

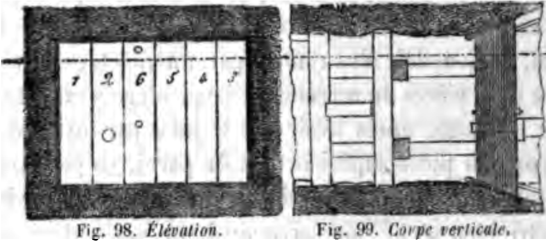


Fig. 98. *Élévation.* Fig. 99. *Coupe verticale.*

est indiquée par les coupes horizontale et verticale. Un serrement droit de cette nature exécuté dans une galerie de 2 mètres de hauteur sur 2^{m},70 de largeur, avec des bois de 0^{m},53 sur 0^{m},44, consolidé ensuite par le système de charpente indiqué, a résisté à une charge de 60 mètres d'eau, c'est-à-dire à un effort de plus de 340 000 kilog.; et, sur 12 serrements établis à la Chartreuse, pas un n'a manqué.

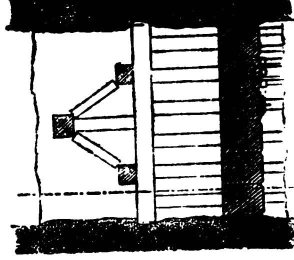


Fig. 100. *Coupe horizontale.*

Cette méthode présente, dans certains cas, des avantages sur la disposition précédente. Ainsi, dans le cas précité, la galerie étant plus large que haute, la portée des bois a été diminuée, et par conséquent leur résistance augmentée. De plus, la nature de la roche ne permettait pas de se fier à des entailles droites pour soutenir une aussi grande poussée, tandis que, sur des entailles inclinées, la résistance à la poussée est en quelque sorte illimitée.

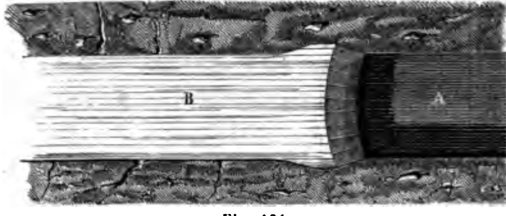


Fig. 101.

Dans quelques circonstances on a cherché à augmenter la résistance des serrements en augmentant la solidarité des bois; pour cela, on les a taillés de manière à former une voûte (fig. 101).

On emploie souvent en Saxe un serrement désigné sous la dénomination de *serrement sphérique*, qui peut être construit dans une galerie ou dans un puits, et dont la résistance est plus sûre que celle des systèmes précédemment décrits.

Que l'on imagine, dans une galerie, un tampon conique de 2 mètres de longueur, dont la petite base serait égale à la section de la galerie elle-même, tandis que la grande base serait plus grande d'environ $0^m,60$ dans les deux sens. Un pareil obturateur ne pourrait être chassé même par une compression énorme; la seule difficulté est de le construire. A cet effet, on réunit une série de pièces de bois superposées, ayant environ 2 mètres de longueur et le plus grand équarrissage possible; on les descend dans la galerie après avoir préparé le siége conique de l'obturateur en entaillant la roche. Au contact des pièces de bois et de la roche, on pose des toiles goudronnées qui sont destinées à faire le joint; puis on monte le serrement sphérique.

L'axe du serrement est formé par un voussoir creux, en fonte, sorte de tuyau qui est destiné à servir de trou d'homme.

Le serrement une fois monté, on picote, du côté de la pression, tous les intervalles des pièces avec des coins et des picots d'un mètre de longueur. On se retire ensuite en attirant à soi le bouchon qui doit fermer le trou d'homme.

Les serrements sphériques ainsi exécutés dans les mines de Freiberg supportent une pression de 250 mètres d'eau. Dans les premiers temps de la pression, le serrement s'avance généralement de $0^m,50$; mais alors le bois, renflé par l'eau qui le pénètre et comprimé par le fait même de son avancement, n'éprouve plus aucune perturbation.

Ces serrements ne reçoivent pas moins de 80 coins ou picots par mètre carré de surface. Le rayon total de la sphère dont il forme un segment est en moyenne de 7 mètres. Pour tracer les

entailles, on place donc un piquet dans l'axe de la galerie, à 7 mètres de distance du serrement; on fixe un clou au milieu de ce piquet, et à l'aide d'un cordeau fixé à ce clou, on trace, on entaille et on dresse les parois qui doivent recevoir le serrement sphérique.

Dans les galeries à grandes sections qui ont plus de 3 mètres dans les deux sens, la portée des bois se trouvant beaucoup trop grande, on divise quelquefois le serrement en deux parties, dont les pièces sont disposées à angles obtus de manière à représenter les deux portes d'une écluse. Cet ouvrage, dit ***serrement busqué***, est d'un emploi rare, parce qu'il est coûteux, et qu'il est toujours préférable de choisir, en avant ou en arrière, un point où la galerie ait une section moindre et permette l'établissement des serrements ordinaires.

Les détails dans lesquels nous entrons sur ces ouvrages sont suffisamment justifiés par leur importance. La sécurité des ouvriers qui descendent dans la mine, la valeur de la concession et des travaux accumulés pendant de longues années, souvent même le travail d'une population tout entière, dépendent de la solidité de pareilles digues. Une pièce de bois rompue suffirait pour porter tout à coup la destruction et la ruine là où il y avait travail productif et richesse.

Il est rare pourtant qu'une pareille catastrophe résulte de la rupture d'un serrement. Trop d'intérêts sont attachés à une surveillance active et intelligente, pour que les fuites et les flexions ne soient pas réparées aussitôt qu'elles se manifestent. Si la pression devient trop forte, on ouvre les tampons d'écoulement et on donne une issue à une partie de l'eau, qu'on épuise ensuite par les moyens ordinaires. Enfin, si un serrement est reconnu mauvais, on en construit un nouveau devant le premier, en ayant soin d'amener les eaux derrière, graduellement et sans attendre qu'elles y arrivent avec choc par la rupture subite de l'ancienne digue.

Les inondations de mines sont généralement déterminées, soit par la rencontre fortuite de vieux travaux, soit par la mise

en communication des excavations avec des eaux de la surface, ainsi que cela est arrivé dans quelques mines du pays de Liége, imprudemment exploitées sans soutènement, sous le lit même de la Meuse. Une de ces inondations envahit, en 1825, la mine de la Plomterie, dépendante de la concession de la Bonnefin, et présenta des circonstances d'un grand intérêt par l'énergie qui fut déployée pour la vaincre.

L'exploitation de la Plomterie, située près du faubourg Sainte-Walburge, à Liége, était une des plus productives de l'époque. Elle possédait douze couches de houille dans lesquelles étaient ouvertes 320 voies de roulage ou d'aérage et des travaux de toute nature constituant un très-grand développement. Entre autres couches, les mineurs en suivaient une, dite du Maret, dans laquelle plusieurs tailles marchaient à l'est, vers les anciennes exploitations de la Vigne et du Baneux. Une de ces tailles, précédée de quatre trous de sonde de 10 mètres de longueur et de $0^{m},037$ de diamètre, fut subitement mise en communication avec les vieux travaux. Les eaux, chassant la sonde, s'élancèrent avec impétuosité; les ouvriers s'efforcèrent inutilement de boucher le trou, la sonde qu'ils y présentaient était violemment chassée par la pression des eaux, l'orifice s'agrandissait sensiblement, et bientôt il n'y eut plus de salut que dans la fuite. (Plus tard, il fut constaté que la colonne d'eau était de 130 mètres, et que sous une telle pression, il eût été en réalité très-difficile de boucher le forage.) Dans la nuit, la mine fut totalement inondée.

La compagnie d'exploitation ne resta pas abattue sous le coup d'un si grand désastre. Des sommes furent votées, et des moyens d'épuisement énergiques permirent de constater que la nourriture des eaux s'élevait à 6000 mètres cubes par vingt-quatre heures. Aussitôt on prit la résolution de sauver la mine; et, sous la direction de l'ingénieur Devaux, quatre machines, représentant ensemble une force de 416 chevaux, furent montées sur les divers puits. Ce ne fut pourtant que sept ans après, le 15 avril 1833, qu'on put arriver au point de l'irruption. On

reconnut que tout le massif de houille avait été emporté; la couche ayant 0m,68 de puissance, l'ouverture avait 4m,50 de front, c'est-à-dire que la houille avait cédé sous le poids de 390 000 kilogr.

Les eaux une fois épuisées et maintenues à un niveau convenable, les communications avec les mines inondées furent coupées au moyen de serrements horizontaux ou *plates cuves portantes*, établies dans divers puits par lesquels arrivaient les eaux des anciens travaux. Pour cela, on creusa une banquette sur le périmètre de ces puits, qui étaient rectangulaires, et avaient 5m,20 de longueur sur 3m,34 de largeur. Cette entaille fut creusée à une profondeur de 0m,35; puis on y posa un serrement en bois de chêne dont les pièces avaient 0m,55 de haut, et 0m,45 de largeur. On ne se servit pas de lambourdes, mais on introduisit une rangée de plats-coins en bois tendre de 0m,10 de large et de 0m,60 de haut, la tête en bas; puis on fit le joint de mousse

Construction d'un serrement horizontal dans un puits.

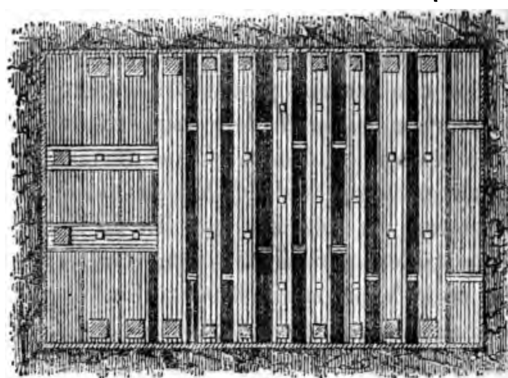


Fig. 102. *Plan du serrement.*

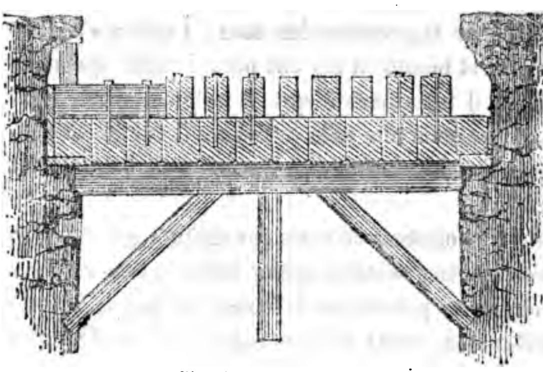


Fig. 103. *Coupe verticale.*

entre ces coins et les parois. On recouvrit ensuite chaque plat-coin d'un autre coin enfoncé la tête en haut et l'on procéda au picotage de l'encadrement, en commençant par les faces longitudinales des pièces, et terminant par les abouts vers les longs côtés du puits. Enfin on calfata tous les joints; on arma chaque pièce d'une autre pièce fixée au-dessus avec des vis à bois, afin de s'opposer à toute flexion, et on consolida le serrement en dessous au moyen d'étançons. Il ne restait plus qu'à boucher les trous de tarière qui laissaient couler les eaux à travers le serrement pendant le travail, et à les laisser s'accumuler au-dessus jusqu'à la hauteur de 80 mètres pour quelques-uns. La hauteur minimum était de 50 mètres, c'est-à-dire que la charge totale s'élevait à 1 221 300 kilogrammes, soit 101 775 kilogrammes par pièce de cuve.

La compagnie eut bien encore quelques ruptures partielles à combattre, mais elle réussit complétement à réparer le dommage et à rentrer en possession de ses mines, donnant ainsi aux exploitants un des exemples les plus remarquables de persévérance.

CHAPITRE IV

AÉRAGE DES MINES

Toutes les méthodes d'exploitation qui viennent d'être décrites ne peuvent être suivies qu'à la condition qu'il sera établi un courant d'aérage, qui viendra renouveler l'air dans les chantiers et qui entraînera au dehors l'air vicié par la respiration des ouvriers, par l'éclairage et par les gaz méphitiques qui se dégagent des roches et surtout de la houille. Il y a plus : on ne peut foncer un puits profond, percer une galerie de quelques centaines de mètres, sans établir ce courant d'air indispensable.

La connaissance de toutes les dispositions, de tous les procédés qui peuvent créer ou faciliter ces courants d'air, constitue ce que l'on appelle l'*aérage des mines*. On y comprend également la connaissance de tous les appareils destinés soit à prévenir l'inflammation des gaz explosifs ou *grisou*, soit à neutraliser l'action délétère des gaz méphitiques, tels que l'acide carbonique ou l'azote, que les mineurs désignent sous les noms de *pousse* ou *mofettes*.

L'aérage est une partie capitale de la science de l'exploitation. Son importance résulte moins du nombre ou de la variété des procédés employés que des dangers immenses qu'il est destiné à combattre. Les quatre cinquièmes des ouvriers qui périssent dans les mines sont victimes de l'acide carbonique ou du grisou. En présence des nombreux accidents qui se produisent, rien n'est à négliger pour assurer l'aérage d'une mine, il n'est pas de précaution ou de détail qui ne prenne une grande valeur lorsqu'il peut en résulter un amoindrissement du danger.

CAUSES QUI VICIENT L'AIR DANS LES MINES.

Les causes qui vicient l'air des mines sont : la respiration des ouvriers; la combustion des lampes; les explosions de la poudre; la décomposition spontanée de certaines substances minérales, telles que les sulfures qui se changent en sulfates, la houille qui s'échauffe et s'embrase spontanément, la corruption des bois, le choc des outils contre des roches contenant des minerais d'arsenic ou de mercure; puis enfin les dégagements naturels de gaz délétères qui pénètrent les roches, ou sont accumulés dans des crevasses et des cavités naturelles, quelquefois dans de vieux travaux.

Les gaz ainsi produits ou dégagés se liquatent dans les tailles ou galeries par ordre de densité :

L'hydrogène carboné.	Pes. sp.	0.558
L'azote.	—	0,976
L'air atmosphérique.	—	1
L'hydrogène sulfuré.	—	1,191
L'acide carbonique.	—	1,524
Les vapeurs arsenicales et mercurielles.		

Les précautions générales employées pour se débarrasser de ces gaz à mesure qu'ils se forment consistent à créer des courants assez énergiques pour amener leur diffusion avec l'air atmosphérique et entraîner le mélange hors des travaux avant qu'il ait pu nuire. Mais ces moyens généraux ne suffisent pas toujours, et il faut leur adjoindre des moyens spéciaux pour éviter ou du moins combattre les dégagements subits, jusqu'à ce que les courants d'air aient rétabli l'équilibre. Il est donc nécessaire de pouvoir reconnaître la présence de chacun des gaz, afin de les détruire à temps, et même, s'il se peut, atténuer les causes de leur production.

Lorsqu'on commence un ouvrage de mine, puits ou galerie, si aucun phénomène particulier n'y facilite le renouvellement de l'air, la seule respiration des ouvriers et la combustion de

leurs lampes ne tardent pas à le modifier sensiblement. En effet, un ouvrier aspire par heure une moyenne de 800 litres d'air, dont il absorbe en partie l'oxygène (l'air est composé en volume de 79 parties d'azote et 21 d'oxygène), et substitue à cet oxygène dans le même espace de temps 24 ou 25 litres d'acide carbonique; sa lampe, agissant à peu près avec la même intensité que sa respiration, produit autant d'acide carbonique et augmente en outre la proportion de l'azote isolé.

L'acide carbonique, qui est ainsi le produit le plus immédiat et le plus général des travaux de mine, se reconnaît à sa pesanteur; il occupe toujours les parties inférieures des excavations; son mélange avec l'air est indiqué par la difficulté de la combustion des lampes dont la flamme contractée éclaire d'autant moins que la proportion d'acide est plus grande. Les lampes s'éteignent lorsque le mélange est au-dessus d'un dixième. L'acide carbonique se manifeste sur les mineurs par une oppression qui les accable; le tempérament et l'habitude font beaucoup varier les proportions du mélange que les hommes peuvent respirer; certains mineurs peuvent travailler encore lorsque les lumières ont cessé de brûler, il en est même dont l'habitude est telle, qu'ils circulent, assure-t-on, dans des galeries où il y a plus de 20 pour 100 d'acide carbonique. Néanmoins on doit veiller, sous peine des plus grands dangers, à ce que les lampes puissent brûler partout avec facilité, et surtout à ce que la proportion ne puisse jamais dépasser 5 pour 100; car ce gaz a les plus grandes tendances à s'isoler en se liquatant, et peut alors causer une asphyxie instantanée.

Un exemple démontrera cette action énergique. Des ouvriers du Creusot descendent un matin à la suite les uns des autres dans un puits au bas duquel l'acide carbonique s'était accumulé pendant la nuit. Arrivé au niveau du bain, à quelques mètres à peine du fond du puits, le premier tombe frappé d'asphyxie et sans avoir le temps de pousser un cri; le second le suit immédiatement: le troisième voit ses camarades à terre presque à portée de son bras, il se baisse pour les saisir et tombe lui-même; un

autre subit le même sort en voulant sauver les autres, et la catastrophe ne se fût pas arrêtée là si le cinquième n'eût été un maître mineur expérimenté, qui obligea ceux qui le suivaient à remonter.

Ces accidents sont souvent à redouter dans les mines de houille, où des dégagements spontanés peuvent produire en peu de temps de grandes quantités d'acide carbonique. Dans ce cas, il faut avoir à sa portée de l'ammoniaque, de la potasse caustique ou de la chaux dont on forme à la hâte une dissolution que l'on projette dans le travail envahi, soit en la laissant tomber avec un arrosoir, si c'est dans un puits, soit en l'injectant avec une pompe, si c'est dans une descenderie ou une galerie. Il faut, en outre, combattre incessamment la production de l'acide carbonique et prévenir son accumulation en ne laissant pas de bois en décomposition et proscrivant toute combustion autre que celle des lampes nécessaires à l'éclairage; enfin, il faut prévenir les échauffements spontanés et les incendies si fréquents dans les mines de houille, et, lorsqu'un incendie s'est déclaré, on doit aussitôt le circonscrire par des murs imperméables dits *corrois*, murs construits en pierre avec un mortier d'argile.

Les gaz résultant de la combustion souterraine de la houille sont, outre l'acide carbonique : l'oxyde de carbone, l'azote, l'acide sulfureux, et des carbures d'hydrogène. Avant que la houille prenne feu, l'air intérieur est déjà lourd et échauffé par des dégagements gazeux, précurseurs de l'incendie. Aussitôt que ces symptômes sont remarqués, on doit enlever les houilles abattues et isoler de l'air ambiant les parois ou les écrasées qui renferment le foyer de cet échauffement, en employant à ce travail les ouvriers dont l'organisation est reconnue la plus apte à supporter l'influence délétère de ces gaz.

Il faut enfin essayer de temps en temps l'air qui s'accumule dans les parties les plus basses de la mine, dans le fond des puits, dans les descenderies, et redoubler de précautions, surtout lorsqu'on aborde des travaux où l'on n'a pas été depuis quelque temps.

L'azote est beaucoup moins à redouter que l'acide carbonique, parce que son action sur l'économie animale est moins énergique; d'ailleurs sa production n'a lieu que par l'absorption de l'oxygène de l'air, et il n'en existe pas naturellement dans les fissures ou cavités des roches. Il n'y a donc pas de dégagement spontané; mais si l'on vient à pénétrer dans des travaux abandonnés depuis longtemps et où il y a eu combustion, l'azote occupera, en vertu de sa légèreté, les parties supérieures des excavations, tandis que l'acide carbonique occupera les parties inférieures, l'air respirable formant la zone intermédiaire. L'azote se trouve encore dans certaines mines où il existe des pyrites en décomposition; les sulfures, se changeant en sulfates, absorbent l'oxygène et isolent l'azote; le sulfure de fer est, sous ce rapport, l'agent le plus actif.

L'azote se manifeste par la couleur rouge de la flamme des lampes qui finissent par s'éteindre; il rend la respiration difficile, fait éprouver une pesanteur de tête et des sifflements dans les oreilles qui semblent indiquer un mode d'action différent de celui de l'acide carbonique.

La lampe ordinaire du mineur s'éteint lorsque l'air ne contient plus que 15 pour 100 d'oxygène; c'est aussi à cette proportion de 85 pour 100 d'azote que l'asphyxie est déterminée.

L'azote, étant plus léger que l'air atmosphérique, est assez facile à expulser et n'est réellement à craindre que dans les montages sans issues supérieures; il se loge dans les anfractuosités des plafonds et doit être expulsé par la ventilation, aucun réactif n'étant apte à l'absorber.

Les vapeurs arsenicales et mercurielles, produites par les chocs multipliés des outils d'acier contre les minerais riches en mispickel, arsenic natif, cinabre ou mercure natif, ne peuvent être combattues que par un aérage très-vif qui en amène la diffusion et les entraîne au dehors. Il paraît même impossible, quelle que soit la rapidité du courant, d'en éviter tout à fait les effets délétères. On doit donc chercher à en produire le moins possible, employer la poudre pour l'abatage préférablement aux

outils, et placer les coups de mine en dehors des veines apparentes de minerai; il faut, de plus, éviter de briser, dans l'intérieur des travaux, les fragments abattus par les coups de mine, enfin réduire la durée des postes des mineurs et les faire alterner avec les ouvriers ayant séjourné à l'extérieur, pour éviter qu'ils restent trop longtemps sous l'influence de l'air intérieur.

Les mines de cette nature sont heureusement assez rares; mais, malgré toutes les précautions, on n'a pu éviter à Almaden et Idria, par exemple, leur influence délétère sur un grand nombre de mineurs, qui sont atteints de tremblements nerveux et de fièvres pernicieuses.

L'hydrogène protocarboné, désigné par les mineurs sous le nom de *grisou*, est de tous les gaz le plus dangereux, celui qui détermine le plus grand nombre d'accidents, non par l'asphyxie, qu'il peut cependant produire lorsqu'il n'est pas mélangé d'au moins deux fois son volume d'air, mais par sa propriété de s'enflammer au contact des flammes d'éclairage, et de détoner lorsqu'il est mêlé dans certaines proportions avec l'air atmosphérique.

Ce gaz, dont la composition est H^4C, pèse 0,5589 : il est assez fréquent dans la nature, et souvent désigné sous la dénomination de gaz des marais, parce qu'il se dégage des eaux stagnantes qui contiennent des matières végétales en décomposition. Quelques volcans boueux, dits salses, l'émettent en grande quantité; enfin il pénètre certaines roches, telles que les houilles et quelquefois les roches salifères; il y est même accumulé et comprimé dans des cavernes ou vides naturels, de telle sorte que beaucoup de sondages en ont déterminé de véritables sources. Il existe de ces sources naturelles ou artificielles, qu'on peut allumer et qui ont assez de persistance pour pouvoir être utilisées.

Le grisou est plus abondant dans les houilles grasses et friables que dans les houilles sèches et maigres; il se dégage surtout, dans les éboulements et dans les tailles récentes, de toute sur-

face mise à nu, et même assez vivement pour faire souvent décrépiter de petites écailles de houille et produire un léger bruissement. Les fissures ou délits de la houille, et même les fentes des roches du toit ou du mur, donnent quelquefois issue à des *soufflards* ou jets de gaz. On a remarqué dans l'air où se dégage le grisou des filaments blanchâtres, des bulles floconneuses qui gagnent le faîte des excavations, et qui sont dues à la différence du pouvoir réfringent de l'air et de l'hydrogène protocarboné jointe à la précipitation d'un peu de vapeur d'eau par suite du refroidissement dû à la dilatation.

Le grisou n'est pas réparti dans les couches d'une manière uniforme ; on a observé que, près des failles, des renflements ou des étranglements, et sur tous les points où la houille était fracturée, le dégagement était beaucoup plus intense. Enfin on a remarqué, dans certaines mines, qu'il y avait relation entre la hauteur barométrique et l'activité du dégagement ; fait qui s'explique d'ailleurs assez naturellement. Dans la plupart des cas, le dégagement se produit avec une pression bien supérieure aux variations barométriques, et par conséquent ce dégagement ne peut être modifié d'une manière notable par les faibles variations de la pression atmosphérique ; ainsi dans plusieurs mines le dégagement a eu lieu de surfaces noyées par des colonnes d'eau d'une à deux atmosphères. Ce qu'on peut appeler régime du grisou est donc très-variable et doit être étudié avec soin dans chaque mine, afin d'éviter les circonstances qui peuvent amener des dégagements subits et considérables.

L'action de ce gaz sur les flammes des lampes est le guide le plus certain pour en apprécier la présence et la proportion. La flamme se dilate, s'allonge et prend une teinte bleuâtre qu'on distingue très-bien en plaçant la main entre l'œil et la flamme, de manière à n'en voir que le haut. Dès que la proportion est d'un douzième dans l'air ambiant, le mélange est explosif, et, si une lampe y est portée, il se produit une détonation proportionnée au volume du mélange. Lors donc qu'un mineur a con-

staté au-dessus de la flamme de sa lampe le nimbe bleuâtre qui décèle la présence du grisou, il doit se retirer en tenant sa lumière très-basse, ou même après l'avoir éteinte.

Les observations de Davy sur les mélanges du grisou avec l'air atmosphérique ont constaté les faits suivants (ces mélanges étant mis en contact avec une bougie allumée) :

Grisou.	Air atmosphérique.	
1 partie.	30 à 16 parties.	Élargissement progressif de la flamme.
1 »	15 »	Élargissement très-fort.
1 »	9 à 15 »	Détonation croissante.
1 »	8 »	Détonation maximum.
1 »	7 »	Détonation forte.
1 »	6 »	Détonation faible.
1 »	4 à 2 »	Inflammation sans détonation.

D'où l'on voit que les explosions les plus violentes auront lieu lorsqu'un volume de gaz hydrogène protocarboné se trouvera mêlé à sept ou huit volumes d'air atmosphérique.

Les effets chimiques d'une explosion sont : la production directe de la vapeur d'eau et de l'acide carbonique et l'isolement de l'azote. Les effets physiques sont : une dilatation violente des gaz et de l'air ambiant suivie d'une réaction par contraction. Les ouvriers qui se trouvent dans l'atmosphère explosive sont brûlés, et le feu peut même se communiquer au boisage ou à la houille; le vent produit par la dilatation est tel, que, jusqu'à des distances considérables du lieu de l'explosion, les ouvriers sont renversés ou projetés contre les parois des excavations; les murs, les boisages, sont ébranlés, brisés, et des éboulements sont produits. Ces effets destructifs peuvent se propager jusqu'aux orifices des puits par lesquels sont projetés des fragments de bois et de roches accompagnés d'un nuage épais de houille en poussière.

Le mal ne s'arrête pas là : des quantités considérables d'acide carbonique et d'azote, produites par la combustion du gaz, stationnent dans les travaux et font périr par asphyxie ceux qui ont échappé à l'action immédiate de l'explosion. Les courants

de l'aérage, subitement arrêtés par cette perturbation, sont d'autant plus difficiles à rétablir que les portes qui servaient à les régler sont en partie détruites ; les feux sont éteints, et souvent même les machines établies à l'orifice des puits pour déterminer les courants sont atteintes et dérangées, de telle sorte qu'il devient impossible de porter aucun secours au fond des travaux.

Quelques exemples donneront une juste idée de l'intensité des explosions et de leurs effets.

Dans une galerie d'une mine de Sarrebruck, l'air détonant prit feu à l'arrivée d'un mineur portant une lampe ordinaire. Sept digues en briques, pratiquées dans les tailles latérales et à 6 mètres de la galerie, formaient avec elles les angles aigus, en sorte qu'elles ne pouvaient être atteintes par dilatation de l'air dans le sens de l'explosion, mais seulement par contraction ; elles furent pourtant défoncées. A 280 mètres de l'explosion, des bois de $0^m,18$ furent brisés, une porte d'aérage fut enlevée, et des effets violents de même nature se manifestèrent jusqu'à 300 mètres de distance.

Dans une mine de Schaumburg, le grisou, remplissant une galerie et un puits d'environ 800 mètres de capacité, prit feu en 1839; des pierres qui pesaient plus d'une tonne, servant de fondation à une machine hydraulique du poids de 12 tonnes, furent déplacées malgré de forts étais en bois qui les consolidaient contre la direction de l'explosion et qui furent eux-mêmes brisés. Dans une autre mine de la même principauté, le feu fut mis à la houille, et cette houille fut carbonisée, par l'effet de l'incendie, jusqu'à la profondeur d'un mètre.

Dans les mines où le courant d'air n'est pas assez rapide pour amener la diffusion des gaz, le grisou se liquate et forme, dans les parties supérieures des travaux, des amas de gaz inflammables et non détonants ; ces gaz, prenant feu, peuvent communiquer la flamme à des distances très-éloignées et dans des atmosphères explosives où toutes les précautions étaient prises. Tel fut, en août 1839, le coup de feu de la mine de

Hostenbach : un ouvrier, ayant placé sa lampe vers la partie supérieure d'une galerie, enflamma des gaz qui communiquèrent aussitôt le feu à des gaz détonants situés à un étage inférieur.

Le coup de feu de la mine de l'Espérance, qui eut lieu près de Liége en juin 1838, ne paraît avoir produit des effets si funestes que par des phénomènes analogues. Le feu, s'étant propagé sans explosion, à droite et à gauche d'une taille, par l'effet d'un coup de mine, détermina une explosion dans une taille fort éloignée. Soixante-neuf mineurs furent tués. Dans la taille de l'explosion, ils avaient été brûlés et brisés ; dans celle où le feu avait pris en premier, tous les cadavres étaient placés la tête vers l'endroit même où l'inflammation avait commencé; ces malheureux ayant évidemment cherché à se garantir ainsi des gaz qui brûlaient derrière eux. Dans d'autres tailles, les ouvriers n'avaient péri que par asphyxie.

De nombreuses observations ont été faites sur le grisou par John Hedley, ingénieur anglais, qui a publié un travail important sur l'aérage des mines. Il y signale d'abord les dégagements subits qui se produisent surtout à l'approche des failles. Un de ces dégagements se produisit en novembre 1846 à la houillère Valker, près Newcastle; il fut assez violent pour projeter hors de la place une masse de charbon pesant onze tonnes; les ouvriers se retirèrent aussitôt, et l'on observa dans les galeries qu'un volume d'air d'environ 1100 mètres cubes fut rendu explosif. Le courant d'air étant très-énergique, il n'y avait plus de mélange explosif au bout de vingt minutes. Le mélange produit correspondait à un dégagement subit d'environ 140 mètres cubes de grisou.

John Hedley cite ensuite d'autres exemples où le dégagement dut se produire d'une manière générale et par suite d'un affaiblissement de la pression de l'air; il recommande l'observation journalière du baromètre comme un moyen essentiel de surveillance. Parmi les accidents qui sont arrivés en Angleterre, il en est peu qui aient été aussi graves que celui qui se produisit

dans la mine Cimmer, dans le Glamorganshire en juillet 1856. 117 ouvriers descendirent le matin dans le puits, et une heure après se produisait une explosion terrible qui en frappait de mort 110, sans que l'on ait pu avoir aucun renseignement certain sur les causes de l'explosion.

La relation de ces accidents et la connaissance des propriétés physiques du grisou suffisent pour indiquer les précautions générales à prendre. Ainsi il est essentiel de ne placer les lampes que vers les parties inférieures des excavations; d'éviter tout mode de travail qui conduirait à pratiquer des montages sans issues; d'exploiter, s'il est possible, en descendant, et de redoubler de précautions lorsqu'on entre dans des excavations après une interruption dans le travail. Un grand nombre d'accidents ont eu lieu, par exemple, le lundi matin, lorsque les mineurs descendaient après avoir abandonné la mine le dimanche. M. Bischof rapporte qu'ayant été visiter une galerie ainsi abandonnée depuis quelques jours il trouva les gaz liquatés de telle sorte, qu'ils étaient inflammables dans toute la partie du haut, détonants dans la partie moyenne, tandis que l'air atmosphérique presque pur remplissait la partie inférieure.

Il est très-dangereux de laisser ces liquations se produire; il faut donc que le courant d'air soit assez actif pour produire de suite la diffusion du gaz dans l'air et son entraînement hors de la mine avant que le mélange ait pu devenir explosif.

Malgré les précautions de l'aérage, beaucoup de mines seraient inexploitables si l'on n'avait trouvé des moyens spéciaux de se garantir du grisou. Il est, en effet, des moments où le gaz afflue avec une telle abondance dans les tailles, soit par des soufflards mis à découvert, soit par des éboulements qui en émettent subitement une grande masse, soit par une diminution rapide et très-sensible de la pression atmosphérique, que l'explosion serait inévitable toutes les fois qu'il y aurait une lampe allumée. Les couches de houille les plus dangereuses sont d'ailleurs celles qui sont le plus recherchées par leurs qualités grasses et maréchales; la science et l'industrie ont donc été

appelées à rechercher des moyens de combattre les effets du grisou, et nous allons exposer ceux qui ont été successivement employés.

MOYENS DE DÉTRUIRE LE GRISOU DANS LES TRAVAUX SOUTERRAINS.

La première idée qui vint aux exploitants fut de se débarrasser du gaz en laissant la liquation s'établir et en y mettant le feu de manière à le brûler en l'absence des ouvriers. A cet effet un ouvrier, couvert de vêtements en cuir mouillé, le visage protégé par un masque à lunettes, s'avançait en rampant sur le ventre dans les galeries où le grisou existait, se faisant précéder par une longue perche au bout de laquelle était une torche enflammée; il sondait ainsi les anfractuosités des plafonds, le front des tailles, et mettait le feu au grisou. Cette méthode, qui était encore employée il y a trente ans dans le bassin de la Loire, a des inconvénients nombreux. L'ouvrier, qu'on appelait *pénitent*, était exposé à des dangers tels, qu'il en périssait un assez grand nombre. Lorsque le gaz, au lieu d'être simplement inflammable, était détonant, la solidité de la mine était constamment compromise par les explosions; le feu attaquait la houille et le boisage; les gaz qui résultaient de la combustion stationnaient dans les travaux et menaçaient les ouvriers d'asphyxie; enfin il fallait, dans certaines mines, répéter jusqu'à trois fois par jour cette périlleuse opération, et encore n'obviait-on nullement aux dégagements subits qui causaient encore des accidents nombreux. Cette méthode était également en usage dans les mines d'Angleterre : seulement, le pénitent ou *fireman*, au lieu de porter lui-même le feu, le faisait mouvoir au moyen d'un curseur placé sur une ligne de perches liées bout à bout, et dirigé par un système de poulies et de cordes. Le danger était ainsi moindre pour le fireman, qui se retirait dans une chambre pratiquée dans une galerie voisine; mais cependant beau-



coup étaient encore atteints, et d'ailleurs tous les autres inconvénients subsistaient.

Le moyen dit des *lampes éternelles* était évidemment meilleur. Il consistait à placer vers le toit des tailles, et dans tous les points où le grisou se rassemblait, des lampes constamment allumées qui brûlaient le grisou à mesure qu'il se produisait; le danger était diminué dans une proportion notable, puisqu'il ne pouvait se former de grandes accumulations de gaz inflammable ou détonant. On renonça pourtant à ce procédé dans la plupart des mines, à cause de la production de l'acide carbonique et de l'azote; production d'autant plus sensible que, pour faciliter la liquation des gaz, l'air ne devait pas être fortement agité. Enfin on avait songé à mettre à profit la propriété que possède le platine en éponge de provoquer la combustion de l'hydrogène avec lequel il est mis en contact, et l'on avait fait des pelotes composées d'une partie de platine et de deux d'argile, qu'on plaçait vers les points de rassemblement du grisou. Mais toutes ces tentatives, basées sur la combustion provoquée du grisou, n'étaient que des palliatifs dangereux et incomplets, qui substituaient à un grand péril une série d'autres dangers moins imminents sans doute, mais également funestes. Dès lors tous les bons esprits durent chercher des procédés basés sur un autre principe. Deux seulement pouvaient conduire à un bon résultat : 1° l'entraînement des gaz hors de la mine; 2° un éclairage différent de celui qui était en usage et qui pût suffire au mineur sans compromettre sa sûreté.

Le principe d'entraînement des gaz par un aérage rapide est, sans contredit, celui qu'il était le plus naturel de concevoir, puisqu'il était déjà appliqué pour tous les autres gaz délétères. Le docteur Vehrle proposa d'abord d'opérer la décantation des gaz, en faisant communiquer toutes les tailles, par des conduits ascendants, avec une galerie embrassant tous les travaux et communiquant à un puits de sortie; mais ce projet, d'ailleurs impraticable, n'eût remédié qu'à une partie des accidents; l'exé-

cution seule des travaux nécessaires n'aurait pu se faire sans les plus grands dangers, si ces travaux avaient été entrepris dans la houille; tandis que, dans les roches du toit, les frais les auraient rendus inexécutables. Les principes émis par le docteur Vehrle sur la manière de profiter, pour conduire les gaz, de leur faible densité, et de se servir des étages supérieurs pour purger les étages inférieurs, au moyen de sondages; sur les proportions à établir entre la section des conduits et des galeries et la quantité des matières gazeuses qui doivent y circuler; ces principes étaient très-logiques, et viennent naturellement à l'idée dès qu'il s'agit de déterminer la marche de l'air dans une mine sujette au grisou. Un bon aérage ne pouvait d'ailleurs suffire pour mettre les mineurs à l'abri, c'était un excellent moyen auxiliaire, mais qui laissait toujours sans solution ce problème important : *empêcher l'inflammation des gaz qui se dégagent de la surface des tailles.*

L'éclairage seul pouvait conduire à la solution de ce problème, et de nombreux essais avaient été tentés dans cette voie, lorsque Davy découvrit la lampe de sûreté. Avant lui, on se servait d'un très-petit nombre de lumières placées dans les endroits les plus bas et à distance des tailles; les ouvriers avaient l'œil sur ces lampes, et, lorsque le nimbe bleu, indice de l'hydrogène, commençait à se montrer, ils les éteignaient ou se retiraient en les couvrant de leur chapeau. On se servait aussi, dans les mines les plus infectées, de diverses matières phosphorescentes, et surtout d'un mélange de farine et de chaux fabriquée avec des écailles d'huîtres, appelé phosphore de Canton, bien que la clarté incertaine et éphémère que produisaient ces matières fût d'une faible ressource. Enfin on avait observé déjà que l'hydrogène protocarboné était d'une inflammation assez difficile et que la chaleur rouge était insuffisante pour la déterminer; ainsi l'on pouvait porter un charbon rouge, un fer rouge dans le grisou sans l'enflammer, la chaleur blanche ayant seule la température nécessaire. On mit à profit cette découverte en éclairant les tailles au moyen d'une roue d'acier qu'on faisait tourner

contre un morceau de grès ; un ouvrier était employé à ce travail, et les étincelles, ainsi produites d'une manière continue, suffisaient pour éclairer les mineurs. Il arriva bien quelquefois que ces étincelles mirent le feu au grisou; mais cette découverte, tout incomplète qu'elle était, ne fut pas moins un progrès réel.

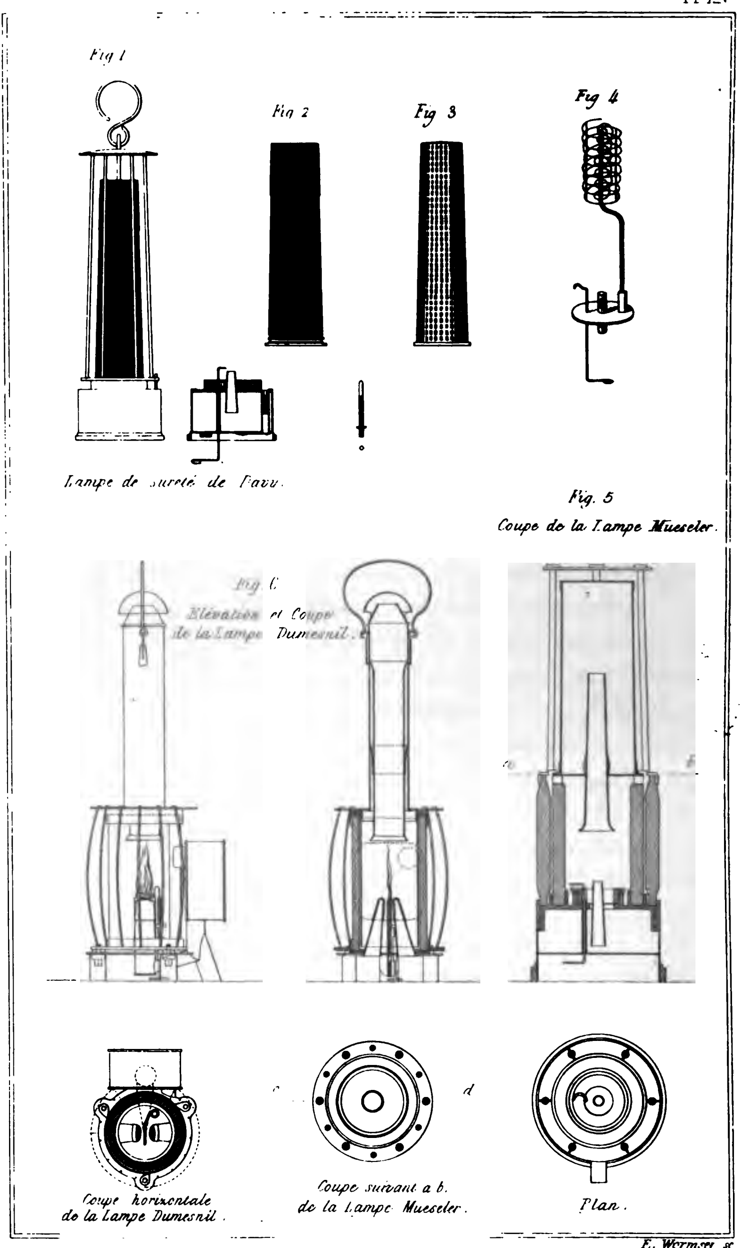
Tel était l'état de la question : beaucoup de mines étaient abandonnées malgré tous les palliatifs en usage, et bon nombre de celles qui étaient maintenues en activité ne produisaient la houille qu'au prix de la vie d'un grand nombre d'hommes lorsque Davy commença la série des expériences qui le conduisirent au but.

Davy découvrit d'abord que le gaz détonant contenu dans un vase, ne communiquant à l'extérieur que par des tubes longs et étroits, ne pouvait pas être enflammé; que la flamme pouvait d'autant moins se transmettre que les tubes étaient d'un diamètre moindre, et que, par conséquent, plus leur diamètre était réduit, plus leur longueur pouvait être diminuée. Il arriva ainsi à constater que l'interposition d'une lame de métal mince, percée de trous d'environ un centième de pouce, empêchait l'inflammation du grisou extérieur, lors même que l'intérieur était rempli de grisou enflammé; le refroidissement éprouvé par les gaz dans ce trajet si minime, suffisait pour réduire la température du rouge blanc de l'intérieur au-dessous du rouge à l'extérieur, et l'inflammation ne pouvait se communiquer. Telle fut la série d'idées qui conduisit Davy à entourer la flamme des lampes d'une enveloppe en toile métallique, et à construire la *lampe de sûreté*.

LAMPE DE SURETÉ DE DAVY.

La lampe de Davy, établie suivant les dimensions et les formes reconnues les meilleures dans la pratique des mines, est représentée planche XIV, fig. 1 et 2. Elle se compose de trois parties distinctes.

Pl XIV



Lampes de sureté.

ration et de reconnaissance l'immortelle découverte de Davy. »

Nous ajouterons à ce procès-verbal une seule observation, c'est que l'essai fait par la commission a été insuffisant et que, pour apprécier le degré de sûreté d'une lampe, il faut non pas l'éteindre dans le mélange indiqué, mais la faire brûler pendant cinq ou dix minutes dans un mélange explosif.

Depuis ces expériences, M. Dubrulle a un peu modifié la construction de sa lampe, en adoptant un réservoir cylindrique au lieu de la forme indiquée fig. 104, et plaçant sur le côté le bouton et la vis qui servent à manœuvrer à la fois la mèche et le ressort de fermeture.

ÉCLAIRAGE ORDINAIRE.

L'éclairage des mines, réduit aux conditions ordinaires, est tellement simple, qu'il est à peine besoin de s'y arrêter. Les conditions de construction auxquelles satisfont d'ailleurs beaucoup de formes de lampes sont d'être portatives, solides, et de ne pas laisser échapper l'huile quelle que soit leur position et lors même qu'on les laisse tomber; enfin d'avoir une capacité suffisante pour contenir de l'huile pour dix heures. La forme la plus ordinaire est celle d'un ellipsoïde très-aplati, horizontalement suspendu à une fourche qui tient elle-même un crochet. La mèche est ronde; elle trempe directement dans l'huile et passe avec frottement à travers un porte-mèche fixe; une aiguille pour la gouverner, suspendue à une petite chaîne, complète l'appareil.

La consommation pour une lampe d'un bon calibre est d'environ 160 grammes par dix heures de travail. Il est d'usage de donner aux mineurs l'huile en compte; de cette manière on évite le gaspillage, et l'on est arrivé à réduire la consommation moyenne à 70 grammes par poste de huit heures et par homme, car il n'est pas nécessaire d'avoir dans un chantier autant de lampes que d'ouvriers.

gée de grisou, fournit des indications précieuses sur les proportions du mélange. La proportion d'air étant supérieure à quinze parties contre une de grisou, la flamme de la mèche se dilate et s'élargit ; le mélange étant devenu inflammable, c'est-à-dire contenant un treizième, prend feu et brûle dans l'intérieur du cylindre de toile métallique. Les ouvriers doivent alors consulter leur lampe à chaque instant, car d'abord le cylindre n'est rempli que par une flamme bleue au milieu de laquelle on distingue facilement la flamme de la mèche; mais, lorsque la proportion de grisou augmente, l'intensité de cette flamme augmente aussi, et à la proportion d'un huitième la flamme de la lampe cesse d'être distincte et se perd dans la flamme totale ; enfin, la proportion étant d'un tiers, la lampe s'éteint

Les mineurs ne doivent pas attendre ce moment pour se retirer ; mais, dans le cas où ils seraient surpris par un dégagement subit, le maître mineur peut être pourvu d'une lampe armée de fils de platine tournés en spirale au-dessus de la mèche, ainsi que l'indique la figure 4 de la planche XIV. Le platine, échauffé par la flamme, conserve, au moment où elle s'éteint, la propriété de brûler le gaz en contact avec sa surface ; les fils restent donc lumineux, et cette faible lueur suffit pour guider la retraite des ouvriers. Lorsqu'on rentre dans une atmosphère plus riche en oxygène, le platine rallume le gaz dans le cylindre, et le gaz rallume la mèche. Il faut employer huit fils de $0^m,0003$ de diamètre pour conserver une lumière suffisante.

La lampe de sûreté n'est pas exempte de tout danger dans une atmosphère explosible ou inflammable. Ainsi il peut arriver que la chaleur développée à l'intérieur soit telle qu'un ou plusieurs fils déjà affaiblis par l'usure brûlent et laissent passer la flamme à l'extérieur; un mouvement brusque de l'air a quelquefois chassé la flamme au delà de la toile, notamment lorsqu'un mineur voulait éteindre sa lampe en soufflant; enfin, des particules, des poussières de charbon, venant se placer sur les fils de la toile, ont pris elles-mêmes feu et l'ont communiqué à l'atmosphère.

Ces divers inconvénients peuvent sans doute être prévenus par un entretien soigneux et attentif ; mais, lorsqu'on doit travailler d'une manière continue dans un air explosif ou inflammable, il faut ajouter d'autres garanties à celles de la lampe ordinaire. Pour cela, on recouvre la lampe d'une double enveloppe, celle de l'intérieur étant composée d'un cylindre de cuivre laminé percé de trous rectangulaires (fig. 3, pl. XIV) ; le pouvoir réfrigérant de l'appareil est ainsi augmenté, de telle sorte qu'il n'y a aucun danger de travailler dans les mines les plus infectées.

La lampe de sûreté est devenue, depuis 1815, d'un usage général dans les mines sujettes au grisou ; mais, malgré les précautions minutieuses employées pour son entretien, il est encore arrivé de nombreux accidents. En Angleterre, par exemple, les accidents furent plus nombreux qu'avant l'emploi des lampes de sûreté ; d'abord parce qu'on reprit à cette époque bon nombre de mines abandonnées, et en second lieu parce que la sûreté dépend non-seulement de l'emploi des lampes, mais aussi de l'exécution sévère des règlements du service d'éclairage, dont les principales clauses sont :

1° Les lampes doivent être fabriquées par des ouvriers experts, avec de la toile vérifiée, en fil de fer ; *leurs dimensions ne doivent pas dépasser celles qui ont été indiquées*, afin d'éviter la trop grande élévation de la température intérieure. Avant leur emploi, elles doivent être soumises à un essai dans un gaz inflammable.

2° L'entretien des lampes doit être confié à un ou plusieurs ouvriers n'ayant pas d'autre occupation. A chaque poste de travail ils les livrent garnies, allumées et bien fermées aux ouvriers mineurs, et les reçoivent d'eux à la sortie ; chaque lampe est numérotée, de telle sorte que l'ouvrier reçoit toujours la même. Les altérations autres que celles qui résultent de l'usure naturelle sont à la charge des mineurs, et toute tentative d'ouverture est punie d'une amende.

3° Les mineurs ont ordre de se retirer à un point détermné de l'état de la lampe ; *il leur est expressément défendu de les*

souffler pour les éteindre. Dans les tailles, ils doivent les placer un peu loin des fronts d'abatage, à l'abri des chocs et des mouvements vifs de l'air, et vers les parties inférieures de l'excavation. Lorsque l'air est inflammable, ils doivent refroidir de temps en temps la lampe avec un linge mouillé. Si une des toiles vient à brûler, l'ouvrier qui s'en aperçoit doit éteindre la lampe avec de l'eau, ou bien mettre la lampe dans son chapeau en bouchant la partie attaquée, puis se retirer aussitôt, en ayant soin de tenir la lampe très-bas.

4° L'état de l'atmosphère doit être constaté de temps en temps par le maître mineur qui explorera particulièrement les montages et les anfractuosités du toit; il doit ne le faire qu'avec une bonne lampe de sûreté à double enveloppe. S'il existe des digues ou des corrois, il en surveillera l'état, mais ne devra pas même présenter la lampe de sûreté devant les fissures qui pourraient donner lieu à des soufflards [1].

Pour éviter les pertes de lumière, on a souvent employé des réflecteurs. Ces réflecteurs sont placés dans l'intérieur de la toile métallique, afin d'augmenter le pouvoir réfrigérant de l'appareil en même temps que son pouvoir éclairant. Cette disposition a encore l'avantage d'empêcher ou du moins de diminuer l'action des courants d'air qui tendent à faire traverser la toile métallique par la flamme.

LAMPES DE SURETÉ PERFECTIONNÉES.

Les perfectionnements dont la lampe de Davy est susceptible ont dû naturellement porter sur les inconvénients qu'elle présente et qui sont : 1° la déperdition de lumière, qui varie d'un

[1] C'est en présentant la lampe devant les fissures d'un barrage que M. Lagrange, ingénieur des mines du Creusot, provoqua, derrière le barrage, une explosion qui renversa ce barrage sur lui et le tua. Cet examen était fait avec une lampe ordinaire ; mais, lorsqu'il existe des soufflards inflammables, la flamme traverse même les tissus métalliques.

quart à un tiers de la lumière produite, suivant l'état de la toile; 2° l'action trop énergique de la flamme sur la partie supérieure du cylindre; 3° le danger des mouvements vifs et subits de l'air, qui peuvent faire passer la flamme à travers la toile, et surtout la crainte qu'un ouvrier ne veuille souffler sa lampe lorsqu'il s'aperçoit que le grisou brûle à l'intérieur.

Les perfectionnements consistent jusqu'à présent dans la substitution d'une enveloppe en verre à une portion de l'enveloppe en toile métallique, et dans l'emploi de cheminées de tirage qui reçoivent le courant des gaz brûlés et les isolent des gaz extérieurs, par la propriété qu'ont les tubes longs et étroits de ne pas laisser passer la flamme.

Roberts, qui fit la première lampe perfectionnée, avait pour but principal de remédier au passage de la flamme à travers la toile métallique par l'effet de l'agitation de l'air; à cet effet il enveloppa le cylindre en toile, jusqu'au deux tiers de sa hauteur, par un tube en verre serré entre deux viroles et garanti des chocs extérieurs par les barreaux de la cage. L'air d'alimentation arrivait à la hauteur du porte-mèche par des trous percés dans la virole inférieure, et était conduit autour de la mèche, après avoir traversé deux toiles métalliques, par un petit cône qui, ne laissant ouverte qu'une zone annulaire, obligeait l'air à raser la flamme. Des expériences multipliées ont prouvé que les lampes Roberts étaient des plus sûres, et que dans les circonstances les plus défavorables elles ne laissaient pas passer la flamme. Mais ces lampes éclairent encore moins que la lampe Davy, et la circulation de l'air y est trop entravée, surtout lorsque la poussière de la houille et l'huile ont obstrué les mailles des toiles intérieures; enfin elles coûtent quatre fois plus cher que les lampes Davy. Tous ces motifs réunis ont empêché l'emploi de s'en répandre.

La lampe de M. *Mueseler* (fig. 5, pl. XIV) présente des innovations plus hardies et plus efficaces. La flamme y est contenue par une enveloppe en verre épais, surmontée d'une enveloppe en gaze métallique; l'air nécessaire à la combustion entre par la

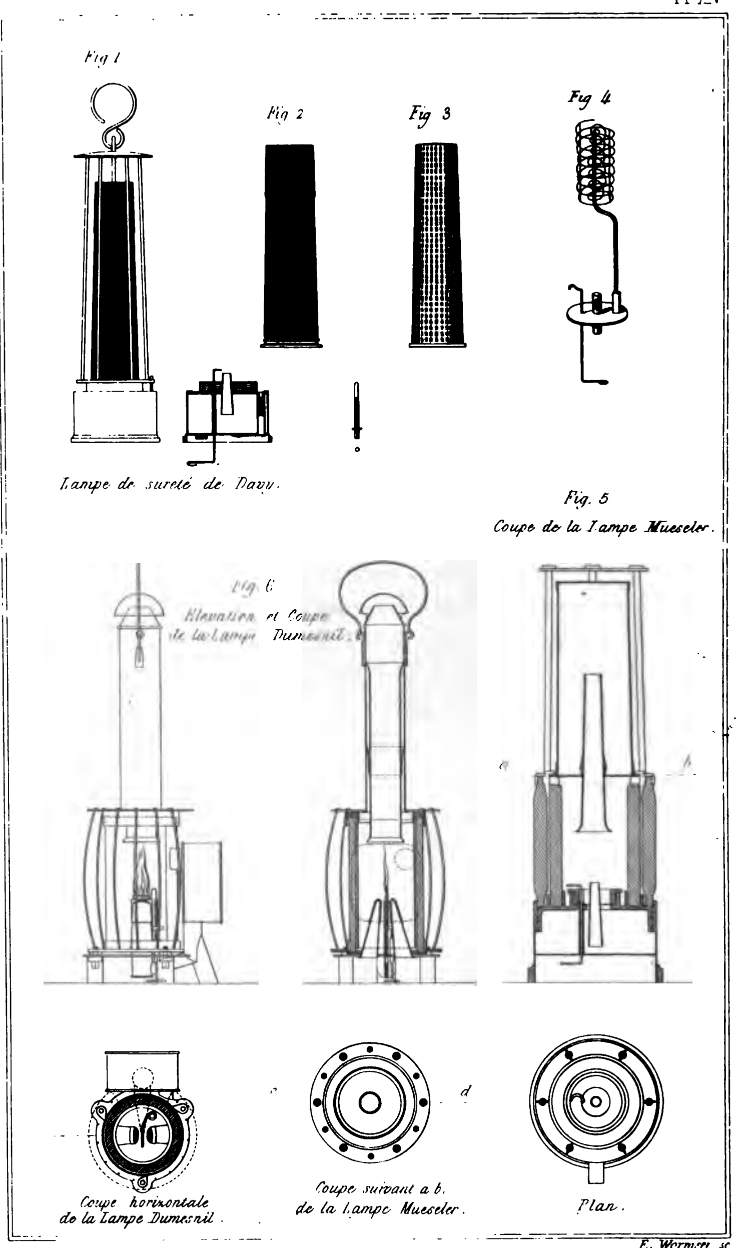
contre un morceau de grès ; un ouvrier était employé à ce travail, et les étincelles, ainsi produites d'une manière continue, suffisaient pour éclairer les mineurs. Il arriva bien quelquefois que ces étincelles mirent le feu au grisou; mais cette découverte, tout incomplète qu'elle était, ne fut pas moins un progrès réel.

Tel était l'état de la question : beaucoup de mines étaient abandonnées malgré tous les palliatifs en usage, et bon nombre de celles qui étaient maintenues en activité ne produisaient la houille qu'au prix de la vie d'un grand nombre d'hommes lorsque Davy commença la série des expériences qui le conduisirent au but.

Davy découvrit d'abord que le gaz détonant contenu dans un vase, ne communiquant à l'extérieur que par des tubes longs et étroits, ne pouvait pas être enflammé ; que la flamme pouvait d'autant moins se transmettre que les tubes étaient d'un diamètre moindre, et que, par conséquent, plus leur diamètre était réduit, plus leur longueur pouvait être diminuée. Il arriva ainsi à constater que l'interposition d'une lame de métal mince, percée de trous d'environ un centième de pouce, empêchait l'inflammation du grisou extérieur, lors même que l'intérieur était rempli de grisou enflammé ; le refroidissement éprouvé par les gaz dans ce trajet si minime, suffisait pour réduire la température du rouge blanc de l'intérieur au-dessous du rouge à l'extérieur, et l'inflammation ne pouvait se communiquer. Telle fut la série d'idées qui conduisit Davy à entourer la flamme des lampes d'une enveloppe en toile métallique, et à construire la *lampe de sûreté*.

LAMPE DE SURETÉ DE DAVY.

La lampe de Davy, établie suivant les dimensions et les formes reconnues les meilleures dans la pratique des mines, est représentée planche XIV, fig. 1 et 2. Elle se compose de trois parties distinctes.



Lampes de sureté.

La lampe proprement dite est formée d'un réservoir contenant 160 grammes d'huile, qui peuvent suffire à dix heures de travail; ce réservoir est cylindrique et peu élevé, de sorte que l'huile est toujours près de la mèche. Le porte-mèche est un tube de $0^m,005$ de diamètre et de $0^m,030$ de longueur; il est muni d'une ouverture dans laquelle on peut engager un fil de fer recourbé à son extrémité, pour lever ou baisser la mèche. Ce fil de fer traverse le réservoir au moyen d'un tube soudé aux plaques du dessus et du dessous. Un autre tube traverse encore ces deux plaques et sert au passage d'une vis qui réunit les diverses parties de la lampe et la ferme, de telle sorte que l'ouvrier auquel on la remet pour son poste de travail ne puisse l'ouvrir sans une clef spéciale.

La lampe est coiffée d'un cylindre en toile métallique (pl. XIV, fig. 2) qui contient 144 ouvertures par centimètre carré de surface. L'épaisseur des fils est de $\frac{28}{100}$ de millimètre, la largeur des trous $\frac{56}{100}$ de millimètre; ce qui fait $\frac{4}{9}$ de plein et $\frac{5}{9}$ de vide. La hauteur de ce cylindre est de $0^m,15$; le diamètre à la base est de $0^m,040$, et de $0^m,035$ à la partie supérieure; il est fermé en haut par deux toiles, de telle sorte que, si l'une d'elles était altérée par l'action de la flamme, il y reste encore une fermeture de sûreté. Ces deux toiles sont quelquefois remplacées par un capuchon métallique percé de trous. La base du cylindre en toile métallique est maintenue par une virole, repliée en dehors de manière à laisser saillir un rebord de plusieurs millimètres.

Une cage ou armature, composée de petits barreaux fixés sur deux viroles, reçoit le cylindre en toile métallique qu'elle garantit des chocs extérieurs; de plus, elle comprime, au moyen d'un taraudage extérieur engagé dans le taraudage intérieur que présente la lampe, le rebord de la toile sur la surface du réservoir et réunit ainsi les trois pièces; cet état de fermeture est maintenu par la vis latérale précédemment indiquée.

Cette lampe de sûreté, étant portée dans une atmosphère char-

gée de grisou, fournit des indications précieuses sur les proportions du mélange. La proportion d'air étant supérieure à quinze parties contre une de grisou, la flamme de la mèche se dilate et s'élargit ; le mélange étant devenu inflammable, c'est-à-dire contenant un treizième, prend feu et brûle dans l'intérieur du cylindre de toile métallique. Les ouvriers doivent alors consulter leur lampe à chaque instant, car d'abord le cylindre n'est rempli que par une flamme bleue au milieu de laquelle on distingue facilement la flamme de la mèche; mais, lorsque la proportion de grisou augmente, l'intensité de cette flamme augmente aussi, et à la proportion d'un huitième la flamme de la lampe cesse d'être distincte et se perd dans la flamme totale ; enfin, la proportion étant d'un tiers, la lampe s'éteint

Les mineurs ne doivent pas attendre ce moment pour se retirer ; mais, dans le cas où ils seraient surpris par un dégagement subit, le maître mineur peut être pourvu d'une lampe armée de fils de platine tournés en spirale au-dessus de la mèche, ainsi que l'indique la figure 4 de la planche XIV. Le platine, échauffé par la flamme, conserve, au moment où elle s'éteint, la propriété de brûler le gaz en contact avec sa surface ; les fils restent donc lumineux, et cette faible lueur suffit pour guider la retraite des ouvriers. Lorsqu'on rentre dans une atmosphère plus riche en oxygène, le platine rallume le gaz dans le cylindre, et le gaz rallume la mèche. Il faut employer huit fils de $0^m,0003$ de diamètre pour conserver une lumière suffisante.

La lampe de sûreté n'est pas exempte de tout danger dans une atmosphère explosible ou inflammable. Ainsi il peut arriver que la chaleur développée à l'intérieur soit telle qu'un ou plusieurs fils déjà affaiblis par l'usure brûlent et laissent passer la flamme à l'extérieur; un mouvement brusque de l'air a quelquefois chassé la flamme au delà de la toile, notamment lorsqu'un mineur voulait éteindre sa lampe en soufflant; enfin, des particules, des poussières de charbon, venant se placer sur les fils de la toile, ont pris elles-mêmes feu et l'ont communiqué à l'atmosphère.

Ces divers inconvénients peuvent sans doute être prévenus par un entretien soigneux et attentif; mais, lorsqu'on doit travailler d'une manière continue dans un air explosif ou inflammable, il faut ajouter d'autres garanties à celles de la lampe ordinaire. Pour cela, on recouvre la lampe d'une double enveloppe, celle de l'intérieur étant composée d'un cylindre de cuivre laminé percé de trous rectangulaires (fig. 3, pl. XIV); le pouvoir réfrigérant de l'appareil est ainsi augmenté, de telle sorte qu'il n'y a aucun danger de travailler dans les mines les plus infectées.

La lampe de sûreté est devenue, depuis 1815, d'un usage général dans les mines sujettes au grisou; mais, malgré les précautions minutieuses employées pour son entretien, il est encore arrivé de nombreux accidents. En Angleterre, par exemple, les accidents furent plus nombreux qu'avant l'emploi des lampes de sûreté; d'abord parce qu'on reprit à cette époque bon nombre de mines abandonnées, et en second lieu parce que la sûreté dépend non-seulement de l'emploi des lampes, mais aussi de l'exécution sévère des règlements du service d'éclairage, dont les principales clauses sont :

1° Les lampes doivent être fabriquées par des ouvriers experts, avec de la toile vérifiée, en fil de fer; *leurs dimensions ne doivent pas dépasser celles qui ont été indiquées*, afin d'éviter la trop grande élévation de la température intérieure. Avant leur emploi, elles doivent être soumises à un essai dans un gaz inflammable.

2° L'entretien des lampes doit être confié à un ou plusieurs ouvriers n'ayant pas d'autre occupation. A chaque poste de travail ils les livrent garnies, allumées et bien fermées aux ouvriers mineurs, et les reçoivent d'eux à la sortie; chaque lampe est numérotée, de telle sorte que l'ouvrier reçoit toujours la même. Les altérations autres que celles qui résultent de l'usure naturelle sont à la charge des mineurs, et toute tentative d'ouverture est punie d'une amende.

3° Les mineurs ont ordre de se retirer à un point détermné de l'état de la lampe; *il leur est expressément défendu de les*

souffler pour les éteindre. Dans les tailles, ils doivent les placer un peu loin des fronts d'abatage, à l'abri des chocs et des mouvements vifs de l'air, et vers les parties inférieures de l'excavation. Lorsque l'air est inflammable, ils doivent refroidir de temps en temps la lampe avec un linge mouillé. Si une des toiles vient à brûler, l'ouvrier qui s'en aperçoit doit éteindre la lampe avec de l'eau, ou bien mettre la lampe dans son chapeau en bouchant la partie attaquée, puis se retirer aussitôt, en ayant soin de tenir la lampe très-bas.

4° L'état de l'atmosphère doit être constaté de temps en temps par le maître mineur qui explorera particulièrement les montages et les anfractuosités du toit ; il doit ne le faire qu'avec une bonne lampe de sûreté à double enveloppe. S'il existe des digues ou des corrois, il en surveillera l'état, mais ne devra pas même présenter la lampe de sûreté devant les fissures qui pourraient donner lieu à des soufflards [1].

Pour éviter les pertes de lumière, on a souvent employé des réflecteurs. Ces réflecteurs sont placés dans l'intérieur de la toile métallique, afin d'augmenter le pouvoir réfrigérant de l'appareil en même temps que son pouvoir éclairant. Cette disposition a encore l'avantage d'empêcher ou du moins de diminuer l'action des courants d'air qui tendent à faire traverser la toile métallique par la flamme.

LAMPES DE SURETÉ PERFECTIONNÉES.

Les perfectionnements dont la lampe de Davy est susceptible ont dû naturellement porter sur les inconvénients qu'elle présente et qui sont : 1° la déperdition de lumière, qui varie d'un

[1] C'est en présentant la lampe devant les fissures d'un barrage que M. Lagrange, ingénieur des mines du Creusot, provoqua, derrière le barrage, une explosion qui renversa ce barrage sur lui et le tua. Cet examen était fait avec une lampe ordinaire ; mais, lorsqu'il existe des soufflards inflammables, la flamme traverse même les tissus métalliques.

quart à un tiers de la lumière produite, suivant l'état de la toile ; 2° l'action trop énergique de la flamme sur la partie supérieure du cylindre ; 3° le danger des mouvements vifs et subits de l'air, qui peuvent faire passer la flamme à travers la toile, et surtout la crainte qu'un ouvrier ne veuille souffler sa lampe lorsqu'il s'aperçoit que le grisou brûle à l'intérieur.

Les perfectionnements consistent jusqu'à présent dans la substitution d'une enveloppe en verre à une portion de l'enveloppe en toile métallique, et dans l'emploi de cheminées de tirage qui reçoivent le courant des gaz brûlés et les isolent des gaz extérieurs, par la propriété qu'ont les tubes longs et étroits de ne pas laisser passer la flamme.

Roberts, qui fit la première lampe perfectionnée, avait pour but principal de remédier au passage de la flamme à travers la toile métallique par l'effet de l'agitation de l'air ; à cet effet il enveloppa le cylindre en toile, jusqu'au deux tiers de sa hauteur, par un tube en verre serré entre deux viroles et garanti des chocs extérieurs par les barreaux de la cage. L'air d'alimentation arrivait à la hauteur du porte-mèche par des trous percés dans la virole inférieure, et était conduit autour de la mèche, après avoir traversé deux toiles métalliques, par un petit cône qui, ne laissant ouverte qu'une zone annulaire, obligeait l'air à raser la flamme. Des expériences multipliées ont prouvé que les lampes Roberts étaient des plus sûres, et que dans les circonstances les plus défavorables elles ne laissaient pas passer la flamme. Mais ces lampes éclairent encore moins que la lampe Davy, et la circulation de l'air y est trop entravée, surtout lorsque la poussière de la houille et l'huile ont obstrué les mailles des toiles intérieures ; enfin elles coûtent quatre fois plus cher que les lampes Davy. Tous ces motifs réunis ont empêché l'emploi de s'en répandre.

La lampe de M. *Mueseler* (fig. 5, pl. XIV) présente des innovations plus hardies et plus efficaces. La flamme y est contenue par une enveloppe en verre épais, surmontée d'une enveloppe en gaze métallique ; l'air nécessaire à la combustion entre par la

toile métallique, descend le long du verre, et les gaz brûlés s'élèvent, suivant l'axe de la lampe, dans une cheminée de tôle. La partie supérieure de la lampe est garantie par les moyens ordinaires et une cage préserve l'appareil de sûreté des chocs extérieurs. La hauteur totale de cette lampe est de $0^m,25$; son poids et son volume sont notablement plus forts que dans la lampe Davy, et c'est le reproche principal qui lui a été fait par la commission belge qui fut chargée, en 1838, d'expérimenter toutes les lampes de sûreté comparativement à la lampe Davy. L'enveloppe est en verre recuit de manière à pouvoir supporter, sans se briser, les différences de température et même la projection de l'eau, lorsque la lampe est suréchauffée par le gaz. Cette lampe présente le double avantage d'être, tant qu'elle est intacte, plus sûre que celle de Davy, et de mieux éclairer ; lorsqu'elle est placée dans un mélange très-détonant, elle s'éteint.

Les mêmes avantages et les mêmes inconvénients existent pour la lampe de M. *Dumesnil*, représentée figure 6, planche XIV. Dans cette lampe, le cylindre de gaze métallique est entièrement remplacé par un tube en verre surmonté d'une cheminée longue et étroite et terminée à sa partie supérieure par un orifice rétréci, tandis que la partie inférieure est un peu évasée en forme d'entonnoir. Un réservoir d'huile extérieur alimente une mèche plate, de chaque côté de laquelle l'air arrive par deux tubes adducteurs dont les ouvertures ont $0^m,019$ sur $0^m,006$, et qui sont pourvus à leur extrémité d'une double toile métallique en cuivre ayant 500 ouvertures par centimètre carré. La lampe est suspendue par la cheminée, et le corps est garanti par une armature composée de petits barreaux fixés sur les viroles, entre lesquelles est serrée l'enveloppe en cristal.

La commission belge eut l'heureuse idée de remplacer l'enveloppe simple en cristal par deux enveloppes concentriques ; ce qui rend tout à fait sûr l'emploi de ces lampes, d'ailleurs si avantageuses par leur pouvoir éclairant. Des lampes faites d'après ces données, avec toutes les précautions indiquées par la pratique, ne peuvent manquer de rendre de grands services

dans les tailles où la lumière est un des éléments qui peuvent rendre l'abatage prompt et économique.

Beaucoup d'autres modèles de lampe de sûreté ont été proposés et mis en usage. En Belgique, la lampe Boty est d'un emploi presque général.

La lampe *Boty* est la lampe Mueseler, dont on a supprimé la cheminée. Pour faciliter le courant d'air, on perce souvent à la base du cristal de petits trous d'un quart de millimètre de diamètre ; mais ces trous se bouchent, et la lampe n'en continue pas moins à brûler. L'arrêté du ministre qui autorise l'emploi de la lampe Boty porte : 1° que les trous percés dans le socle en cuivre qui supporte le cristal auront au plus un tiers de millimètre de diamètre, et seront séparés par des intervalles d'un millimètre au moins; 2° que la toile métallique de l'enveloppe supérieure présentera au moins 225 mailles au centimètre carré, le fil ayant un diamètre minimum d'un quart de millimètre.

En Belgique, l'administration des mines a recommandé l'emploi des lampes à cylindre de cristal ; il est même évident qu'elle les préfère à la lampe Davy proprement dite, car l'arrêté ministériel du 10 juillet 1851 autorise la lampe Davy dans ses dimensions ordinaires, mais à la condition qu'elle sera confectionnée avec des toiles de 225 mailles au moins au centimètre carré, le fil métallique ayant un quart de millimètre de diamètre au minimum. En France, les lampes à cylindre de cristal se sont très-peu répandues, parce que, l'administration des mines ne s'étant jamais prononcée officiellement sur le mérite de ces lampes, les ingénieurs craignent de s'exposer à une responsabilité personnelle en les adoptant. Cette réserve de notre administration est regrettable, car les lampes à enveloppe de cristal sont incontestablement plus éclairantes et plus sûres que le modèle Davy.

Lampe Dubrulle. — La série des transformations subies par la lampe Davy a quelquefois fait perdre de vue quelques-unes des conditions essentielles de sa construction. On s'est écarté, par exemple, sans motifs suffisants, des dimen-

sions prescrites par Davy à la suite de ses nombreuses expériences.

La toile métallique dont la lampe Davy est recouverte doit avoir au plus 0m,04 de diamètre et 0m,20 de hauteur, avec une toile de 144 ouvertures au centimètre carré. Dans la Loire, on a augmenté le diamètre de l'enveloppe, qui a été porté à 0m,065, afin d'augmenter le pouvoir éclairant de la lampe. On a en outre affaibli les fils de la toile, tout en conservant le nombre de 144 ouvertures. Le bénéfice de lumière obtenu par cette construction est très-contestable, et l'affaiblissement de la sécurité ne l'est pas.

Le cylindre en toile métallique est d'abord plus faible et donne plus de prise aux altérations, par cela même que sa surface est augmentée; l'entretien en est plus difficile et moins sûr. Quant au degré de sûreté de la lampe, il est évidemment beaucoup moindre, parce que son pouvoir réfrigérant est diminué proportionnellement à la quantité de gaz qui peut brûler à l'intérieur. La différence des cubes intérieurs, de 458 à 663, exigerait évidemment une toile plus réfrigérante, par exemple celle de 225 ouvertures au centimètre carré, et nous sommes convaincus que plus d'un accident est résulté de cette altération du type de la lampe Davy.

La lampe de M. *Dubrulle* (lampiste à Lille) a le double mérite de ramener aux dimensions normales et de présenter des perfectionnements de détail qui ont une importance incontestable.

Le progrès réalisé par la lampe Dubrulle résulte de la construction de la mèche et du mode de fermeture.

La mèche est plate et bien calibrée; elle est manœuvrée par un porte-mèche à vis, elle brûle mieux son huile, et son pouvoir éclairant a été reconnu plus grand que celui de la lampe Davy en brûlant la même quantité. Elle est pourvue d'une mouchette mieux disposée, et brûle pendant onze heures sans affaiblissement de la lumière.

Les figures 104 et 105 expliquent tous les détails de construc-

peuvent guère être obtenues que par les ventilateurs mécaniques.

Lorsque les foyers d'aérage sont établis sur les mines du continent, ils n'atteignent pas les chiffres de circulation indiqués par M. Hedley, mais aussi ils consomment des quantités de houille beaucoup moins considérables.

A Anzin par exemple, un foyer établi dans les conditions indiquées par la planche XV a donné un débit de $8^{m. c. b.}$,196 d'air par seconde, sur un parcours de 2238 mètres, la consommation de houille étant de 697 kilogrammes par 24 heures. C'est une consommation qui correspond à peine à un effort de six chevaux-vapeur.

Dans cet exemple, d'un débit de $8^{m. c. b.}$,196, la température de l'air ascendant était 37°, la température moyenne des travaux 19°, ce qui faisait 18° de suréchauffement. Le diamètre du puits d'aérage était de 2^{m},70 et le foyer y était placé à la profondeur de 184 mètres.

Nous ne sommes pas à même d'apprécier l'effet utile du combustible pour les exemples d'aérage précités en Angleterre, les consommations n'étant pas connues; mais ils nous conduiraient nécessairement à conclure que l'on doit adopter les moyens d'aérage mécaniques lorsque les sections des puits et galeries nécessiteraient un suréchauffement de l'air plus élevé que 45 degrés.

Jets de vapeur. — Les jets de vapeur ont été souvent appliqués en Angleterre pour accélerer le tirage des puits d'appel. Un des grands avantages de ce procédé est, dit M. Hedley, la facilité avec laquelle la circulation de l'air peut être augmentée en cas de besoin. Il faut employer les jets de vapeur au fond du puits, et suréchauffer cette vapeur de manière à empêcher la diminution d'effet utile produite par sa condensation.

La houillère de Seaton, dans le bassin de Newcastle, est, dit M. Hedley, ventilée par la vapeur. Le puits d'appel a $2,^{m}45$ de diamètre et 183^{m} de profondeur; la vapeur suréchauffée est lancée au fond du puits à la pression de 2 1/3 atmosphères par 25 orifices ayant chacun 9 millimètres de diamètre. Le volume

adoptée ; et l'on ne saurait trop insister pour sa substitution au modèle Davy, et surtout aux modèles altérés qui sont en usage

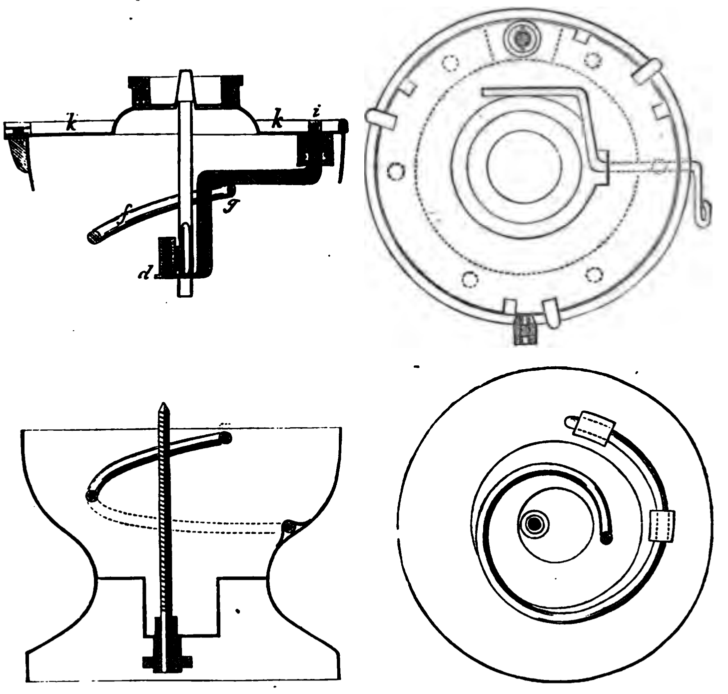


Fig. 105. *Plan et coupe de la lampe Dubrulle indiquant la disposition du porte-mèche, du ressort et de la fermeture.*

dans un grand nombre de nos exploitations. Nous complèterons ces premières explications par un extrait du rapport fait par la Société des sciences de Lille, qui avait chargé une commission de faire sur la lampe Dubrulle des expériences comparatives.

« La lampe Davy contient 127 grammes d'huile ; elle pèse vide 654 grammes, et pleine 781 grammes ; sa mèche est ronde, composée de 16 brins de coton non tressés de $0^m,20$ de longueur ; on la meut avec un crochet ou fil de fer recourbé.

« La lampe Dubrulle renferme 112 grammes d'huile qu'elle

brûle en 14 heures, elle pèse vide 620 grammes, et pleine 732 grammes; la mèche est plate et tressée, et se meut par une vis verticale.

« Les deux lampes ayant été pesées après chaque heure de combustion, la dépense d'huile a été constatée et consignée dans le tableau ci-dessous :

DURÉE DE LA COMBUSTION.	QUANTITÉ D'HUILE BRULÉE PAR HEURE.	
	LAMPE DAVY.	LAMPE DUBRULLE.
Après la 1re heure.	7 gr. » c.	9 gr. » c.
Id. 2e id.	9 »	8 »
Id. 3e id.	6 »	8 »
Id. 4e id.	8 95	7 98
Id. 5e id.	7 »	6 98
Id. 6e id.	7 »	7 95
Id. 7e id.	7 »	6 95
Id. 8e id.	0 »	7 »
Id. 9e id.	0 »	7 »
Id. 10e id.	0 »	6 50
Id. 11e id.	0 »	6 50
	51 gr. 95 c. en 7 h.	81 gr. 86 c. en 11 h.

« La lampe Davy a brûlé avec une flamme égale pendant les trois premières heures; les deux heures suivantes, il a fallu très-fréquemment renouveler et moucher la mèche: enfin, dans les deux dernières heures, il a fallu manœuvrer la mèche, environ toutes les dix minutes, pour conserver la même clarté. Après la septième heure, la mèche était complétement brûlée et la lampe s'est éteinte, quoiqu'il restât de l'huile. La longueur de la mèche brûlée permet d'apprécier avec exactitude la gêne et la perte de temps occasionnées par la manœuvre de la mèche. On a relevé chaque fois la mèche d'un demi-centimètre environ, ce qui représente quarante fois en cinq heures ou une fois par chaque sept minutes écoulées; la lampe Davy a brûlé en moyenne 7 grammes 42 centigrammes d'huile par heure.

« La lampe Dubrulle a brûlé constamment, avec une lumière égale, et sans qu'il fût nécessaire d'y toucher, pendant les six premières heures. Dans les cinq heures suivantes, il a fallu lever la mèche d'un millimètre environ, et détacher avec la mouchette un millimètre à peu près de mèche carbonisée. L'expérience a duré pendant onze heures, temps que nous avons pu lui consacrer, et après lequel elle eût encore sans doute brûlé pendant deux heures. La lampe Dubrulle a brûlé en moyenne 7 grammes 44 centigrammes d'huile par heure, et consommé un millimètre de mèche.

« Par la comparaison des ombres projetées, nous avons reconnu que la lampe Dubrulle éclairait environ deux fois plus que la lampe Davy récemment mouchée, et deux fois moins qu'une bougie stéarique. Cette expérience comparative a été faite lorsque les deux lampes brûlaient depuis cinq heures. La différence de lumière est due à la disposition des mèches, qui est plate dans la lampe Dubrulle et brûle bien son huile, tandis qu'elle est ronde comme celle d'une chandelle dans la lampe Davy, et fume par incomplète combustion.

« Pour apprécier le degré de sûreté de la lampe, nous avons rempli d'un mélange à parties égales d'air et de gaz d'éclairage une grande cloche en verre de dix litres de capacité environ, suspendue par son bouton ; nous l'avons doucement fait descendre au-dessus d'une bougie allumée, pour bien constater l'explosibilité du mélange ; en effet, l'explosion a eu lieu immédiatement. Nous avons opéré ensuite de la même manière, en faisant descendre une cloche semblable, remplie du même mélange détonant, sur la lampe Dubrulle qu'elle recouvrait complétement. Cette lampe avait été allumée depuis deux heures et activée au moment de l'expérience, pour que la toile métallique fût aussi échauffée que possible. Nous avons vu la flamme s'allonger, remplir peu à peu la capacité intérieure de la cheminée métallique, puis décroître et s'éteindre enfin après deux minutes d'immersion dans le gaz. L'explosion n'a donc pas eu lieu, et nous avons constaté de nouveau avec un sentiment d'admi-

ration et de reconnaissance l'immortelle découverte de Davy. »

Nous ajouterons à ce procès-verbal une seule observation, c'est que l'essai fait par la commission a été insuffisant et que, pour apprécier le degré de sûreté d'une lampe, il faut non pas l'éteindre dans le mélange indiqué, mais la faire brûler pendant cinq ou dix minutes dans un mélange explosif.

Depuis ces expériences, M. Dubrulle a un peu modifié la construction de sa lampe, en adoptant un réservoir cylindrique au lieu de la forme indiquée fig. 104, et plaçant sur le côté le bouton et la vis qui servent à manœuvrer à la fois la mèche et le ressort de fermeture.

ÉCLAIRAGE ORDINAIRE.

L'éclairage des mines, réduit aux conditions ordinaires, est tellement simple, qu'il est à peine besoin de s'y arrêter. Les conditions de construction auxquelles satisfont d'ailleurs beaucoup de formes de lampes sont d'être portatives, solides, et de ne pas laisser échapper l'huile quelle que soit leur position et lors même qu'on les laisse tomber; enfin d'avoir une capacité suffisante pour contenir de l'huile pour dix heures. La forme la plus ordinaire est celle d'un ellipsoïde très-aplati, horizontalement suspendu à une fourche qui tient elle-même un crochet. La mèche est ronde; elle trempe directement dans l'huile et passe avec frottement à travers un porte-mèche fixe; une aiguille pour la gouverner, suspendue à une petite chaîne, complète l'appareil.

La consommation pour une lampe d'un bon calibre est d'environ 160 grammes par dix heures de travail. Il est d'usage de donner aux mineurs l'huile en compte; de cette manière on évite le gaspillage, et l'on est arrivé à réduire la consommation moyenne à 70 grammes par poste de huit heures et par homme, car il n'est pas nécessaire d'avoir dans un chantier autant de lampes que d'ouvriers.

Les lampes de mine ont évidemment besoin d'être perfectionnées. La mèche se charbonne trop facilement, elle est toujours ou trop serrée ou trop lâche dans le porte-mèche, parce qu'elle n'est jamais calibrée, enfin elle se gouverne mal avec le simple crochet dont on se sert. Il serait à désirer que l'on se servît de lampes mieux construites, à mèche plate calibrée, les mineurs y verraient beaucoup mieux avec la même consommation d'huile.

Dans quelques mines on brûle de la chandelle; ces chandelles sont courtes et petites; on en fait environ 200 par kilogramme, et les ouvriers en consomment 25 par poste. On les brûle sur des chandeliers armés d'une pointe horizontale que les mineur enfoncent dans les boisages ou dans la roche.

AÉRAGE SPONTANÉ.

Tout ce qui a été dit précédemment sur les conditions de l'air dans les mines démontre que, dans tous les cas, il faut arriver à entretenir dans les ateliers d'abatage et dans les voies de service un courant d'air assez actif pour amener la diffusion des gaz méphitiques avec l'air atmosphérique et l'entraînement de ce mélange avant qu'il ait pu devenir dangereux. Il faut donc qu'il entre constamment dans une mine un volume d'air pur, pour remplacer l'air vicié; la création de ce mouvement continu constitue l'*aérage*.

L'aérage ne consiste pas seulement dans la création des courants d'air; il embrasse encore les méthodes de distribution de ces courants dans les travaux souterrains, et tous les moyens qui peuvent en rendre la circulation plus simple et plus efficace. Avant de s'occuper des directions à donner aux courants, il convient de décrire les principes et les procédés qui servent à les produire ou à les activer.

L'aérage d'une mine est le plus souvent *artificiel;* il est quelquefois *spontané.*

Lorsque des travaux souterrains sont à grande section, que

les puits sont peu profonds, les galeries droites et surtout peu développées, il se produit presque toujours des courants d'air naturels qui résultent de ce qu'on appelle l'aérage spontané. Cette circulation naturelle de l'air naît elle-même de la température qui reste toujours la même dans les mines, tandis que la température extérieure varie dans des limites très-éloignées, d'une saison à l'autre, et dans des limites moins distantes du jour à la nuit.

En effet, dans les travaux souterrains, la température des roches s'élève à mesure qu'on descend ; cette augmentation est générale, et elle a lieu, suivant la même progression, dans toutes les parties du globe où il y a des exploitations et où l'on a pu faire des expériences. Ainsi dans les mines métallifères de la Saxe et de la Bohême, dans celles du Cornwall, de Poullaouen en Bretagne, dans les profondes mines de houille du nord de la France et de la Belgique, dans les mines d'argent du Mexique, etc., des thermomètres tracés dans des trous de mine, ou dans des endroits où l'air n'était pas renouvelé, ont toujours indiqué une température croissante à mesure qu'on descendait, et l'augmentation a été moyenne d'un degré par 30 mètres de profondeur [1].

La température des roches est donc généralement, à 50 mètres de profondeur, de 10° à 12°; à 100 mètres, de 13° à 15°; à 200 mètres, de 16° à 18°; à 300 mètres, de 19° à 22°; à 400 mètres, de 23° à 25°. La température de l'air dans les travaux est encore supérieure à ces chiffres dans les endroits où il n'y a pas une circulation assez vive, parce que la présence des ouvriers et des lampes amène presque toujours un suréchauffement. Ainsi, dans les mines de houille du grand Hornu (Mons), l'air des tailles placées à 222 mètres de profondeur était à 19°,

[1] Cette loi d'accroissement de la température du globe a été confirmée par les expériences suivies pendant le forage du puits artésien de Grenelle, jusqu'à la profondeur de 540 mètres, ainsi que par celles qui ont été faites sur les sondages entrepris dans le bassin de Saône-et-Loire, près du Creusot, dont l'un a atteint la profondeur de 870 mètres.

tandis que la température de la houille n'était que de $160\frac{1}{2}$. Ce suréchauffement, qui était de $2^\circ\frac{1}{2}$, est quelquefois du double, et même plus, dans les mines où il se trouve des accumulations de houille suréchauffée ou embrasée, et dans celles où il existe des pyrites en décomposition; dans d'autres enfin où il se rencontre, comme au Mexique, des sources thermales, l'exploitation est poursuivie malgré une température de 36°, et même de 40°.

Il y a au contraire abaissement de la température de l'air comparativement à celle de la roche dans les voies où la circulation est activée soit par un aérage forcé, soit par la circulation qui résulte de la chute des eaux d'infiltration en pluie fine, ainsi qu'il arrive dans un grand nombre de puits.

En comparant la température constante des mines à celle de l'extérieur, qui sera quelquefois de — 15° en hiver, de + 20° et + 30° en été, on voit qu'il se présentera des cas où les densités de l'air intérieur et extérieur seront tellement différentes qu'il y aura un aérage spontané. Ainsi il y a tel cas, en hiver, où les densités présenteront des différences de $\frac{1}{6}$, et dès lors il se produira nécessairement des courants vifs tendant à rétablir l'équilibre. En été, l'aérage sera généralement beaucoup plus difficile, et même l'équilibre ou stagnation existera naturellement dans un assez grand nombre de cas.

Il est actuellement facile de se rendre compte des diverses circonstances que présentera l'*aérage spontané*, ainsi basé sur les différences des températures et sur l'équilibre des densités.

Lorsqu'une série d'excavations ne communiquera avec l'air extérieur que par un seul puits, l'air froid de l'extérieur descendra pendant l'hiver en suivant l'axe de ce puits, tandis que l'air chaud de l'intérieur s'élèvera en suivant les parois. Dans les galeries, l'air chaud suivra le faîte de l'excavation, et l'air froid en rasera le sol. En été, les courants seront très-faibles et n'auront lieu que dans les moments du jour et de la nuit où il y aura à l'extérieur une température moins élevée qu'à l'intérieur; il y aura stagnation complète lorsque la différence sera nulle ou lorsque l'air intérieur sera le plus dense.

Si des travaux communiquent à l'extérieur par deux orifices (puits ou galeries) et que ces deux orifices soient absolument dans les mêmes conditions de section, de niveau et d'exposition, les phénomènes seront les mêmes que précédemment; mais ils changeront aussitôt qu'il y aura quelqu'une de ces différences entre les orifices.

S'il y a seulement différence de section sans qu'il y ait différence de niveau, l'air froid descendra par l'orifice à grande section, et l'air chaud s'élèvera par celui dont la section sera plus petite. Un courant inverse pourra se produire en été, mais faiblement; l'air extérieur étant le moins dense, et ayant un accès plus libre dans la plus grande des deux excavations, l'air pourrait être un peu plus léger dans celle-ci que dans l'autre.

Si les deux orifices, puits ou galeries, débouchent à un niveau différent, il y aura presque toujours mouvement.

En hiver, l'air extérieur étant le plus dense entrera par l'orifice dont le niveau est le plus bas, et sur lequel il y a par conséquent une pression plus considérable; cet air sortira sur échauffé par l'orifice dont le niveau est le plus élevé. Le courant inverse aura lieu en été, lorsque ce sera l'air intérieur qui sera le plus dense, parce que la colonne la plus élevée de cet air ne pourra être équilibrée par celle de l'orifice dont le niveau est inférieur. Ce n'est que dans les moments de transition de température, vers les équinoxes, par exemple, qu'il y aura indécison des courants et même stagnation de l'aérage spontané.

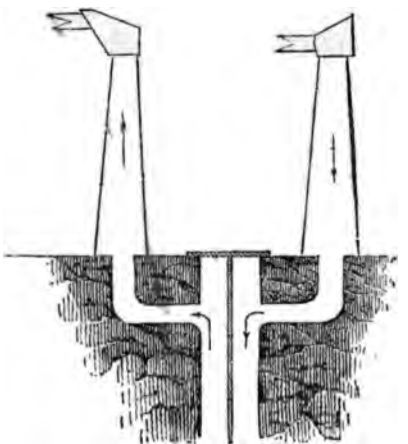


Fig. 106. *Disposition de cheminées d'aérage au-dessus d'un puits divisé.*

Enfin, l'exposition des orifices aura encore une influence no-

table sur l'aérage spontané, et cette influence pourra même aller jusqu'à renverser la direction naturelle des courants. Il peut arriver, par exemple, qu'une galerie, aboutissant dans une vallée froide, communique avec un puits placé au contraire sur un plateau exposé aux rayons solaires, et que dès lors, été comme hiver, le courant d'air sorte par le puits. Le vent exerce aussi de l'influence, l'orifice d'une galerie pouvant être exposé de manière à recevoir les vents les plus fréquents suivant son axe; on augmente même dans beaucoup de cas cette influence du vent en plaçant à l'orifice des puits d'entrée et de sortie de l'air des entrées mobiles qu'on oriente à volonté, et qu'on dispose de manière à faciliter les courants. La figure 106 représente un puits divisé en deux sections, dont l'une sert à l'entrée et l'autre à la sortie de l'air, ce mouvement étant facilité par des orifices qui s'orientent d'eux-mêmes au moyen de girouettes. Cette disposition est très-usitée en Angleterre.

Les éléments de l'aérage spontané sont donc : la différence de section des orifices, la différence de leur niveau et de leur exposition. Cet aérage étant beaucoup plus facile en hiver qu'en été, il est évident qu'on devra faire entrer cette considération dans les mesures prises pour déterminer l'aérage, de manière à favoriser les courants d'été; on pourra de plus ajouter, par certaines dispositions artificielles, aux différences qui déterminent les courants. Ainsi, indépendamment de celles qui sont déjà indiquées, on dispose souvent sur un puits une haute cheminée destinée simplement à déterminer ou à augmenter la différence de niveau des deux orifices d'entrée et de sortie de l'air.

Dans le fonçage d'un puits, on serait bientôt arrêté par le manque d'air, si l'on ne prenait des mesures pour en faire descendre au fond; pour cela on divise la section totale en deux parties inégales au moyen d'une cloison en planches, dont les joints sont hermétiquement bouchés avec de la mousse. Le compartiment principal sert au mouvement alternatif des bennes, et le plus petit est réservé pour les échelles; le mouvement de l'air s'établit entre ces deux compartiments comme une excavation à

deux orifices ; on peut même accélérer le courant en élevant le niveau de l'orifice du plus petit compartiment au moyen d'un exhaussement en planches.

Le percement d'une longue galerie deviendrait également impossible par le manque d'air, si l'on n'avisait à y produire un aérage spontané par des moyens analogues. Pour déterminer cet aérage, on établit sur des traverses un plancher de roulage qui réserve la partie inférieure de la galerie à l'assèchement et au courant de l'air. Le courant entrera par cette partie inférieure et ressortira par la section principale. Si cette précaution ne suffit pas, on peut activer l'aérage au moyen d'un petit puits disposé de manière à déterminer une différence de niveau (fig. 107).

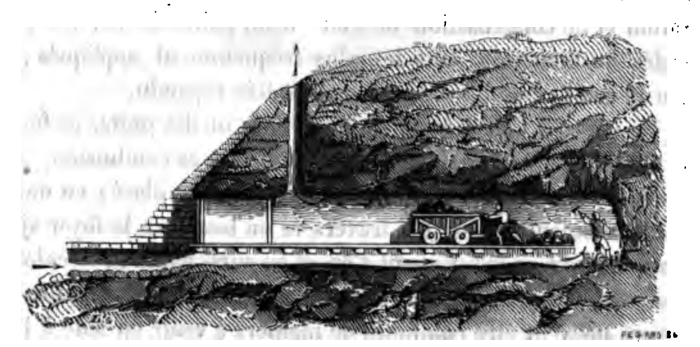


Fig. 107. *Aérage d'une galerie en cours d'exécution.*

A cet effet, deux portes sont placées à l'entrée de la galerie, de telle sorte que l'une des deux reste toujours fermée pendant le service, et que l'air soit obligé de sortir par le puits. Cette disposition place le travail dans le cas d'une excavation à deux orifices de niveau différent.

AÉRAGE ARTIFICIEL. — FOYERS D'AÉRAGE.

L'aérage spontané des mines n'est plus suffisant lorsque les travaux souterrains sont profonds, développés, sinueux, à petite section, et surtout lorsqu'il s'y produit une proportion notable de gaz délétères. Pour entretenir un air respirable et propre à

l'éclairage, il devient donc indispensable de provoquer par des moyens artificiels un *aérage forcé.*

L'aérage forcé est d'ailleurs basé sur les mêmes principes que l'aérage spontané, c'est-à-dire que, les travaux souterrains étant mis en communication avec l'extérieur par deux orifices, il suffit de produire dans l'un d'eux une dilatation ou une condensation de l'air, ou, en d'autres termes, une diminution ou une augmentation de densité, pour déterminer un courant ascendant ou descendant, de sorte que l'air entrant par un des orifices puisse être distribué dans les travaux avant de sortir par l'autre.

La question d'aérage est donc ramenée aux procédés de dilatation et de condensation de l'air en un point donné. Les procédés de dilatation sont les plus fréquemment appliqués, et parmi eux l'emploi du feu est surtout très-répandu.

En effet, si l'on dispose un foyer dans un des puits, ce foyer, devant puiser à l'intérieur l'air nécessaire à sa combusion, produira un appel de l'air vers le point où il sera placé; en outre, l'échauffement de l'air qui traversera ou touchera le foyer ajoutera encore à ce mouvement d'appel en suréchauffant la colonne d'air dans toute la hauteur du puits et diminuant sa densité. Les foyers peuvent être combinés de manière à venir en aide à l'aérage spontané ; on peut à volonté les activer ou les ralentir, et même ne les faire fonctionner que dans les saisons défavorables. Les frais d'installation des foyers d'aérage sont d'ailleurs peu coûteux, et leur emploi est presque général dans les contrées où le combustible est à bas prix, notamment dans les mines de houille où l'on peut y consacrer des combustibles de rebut.

Lorsqu'il n'est besoin que de suppléer à un aérage spontané et qu'il n'existe pas de gaz inflammable dans la mine, le foyer est souvent allumé sur une grille en forme de corbeille suspendue par une chaîne dans le puits d'appel; c'est ce qu'on appelle un *toque-feu.* La chaîne de suspension du toque-feu est ordinairement enroulée sur le tambour d'un treuil, de telle sorte qu'on peut le placer au niveau qu'on juge le plus convenable; mais

cette disposition n'est pas justifiée en ce sens que la place la plus avantageuse pour le foyer est évidemment la partie inférieure du puits d'aérage, afin que le mouvement se produise dans toute la hauteur du puits comme dans une cheminée. Il est donc plus rationnel d'établir, vers la base du puits, et dans une galerie spéciale, une grille horizontale disposée de manière à appeler l'air intérieur et à jeter dans le puits l'air chaud et les gaz de la combustion (fig. 108). Si cette galerie est une voie de roulage, on place le foyer dans un conduit latéral aboutissant également au bas du puits ainsi qu'il est indiqué ci-après (fig. 109).

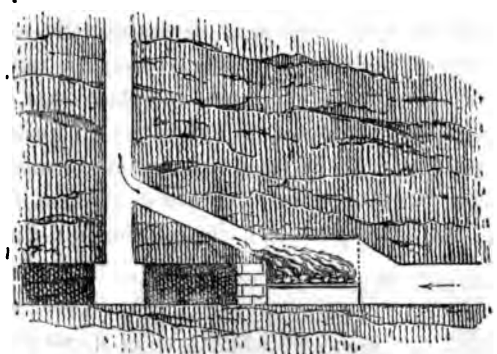


Fig. 108. *Disposition d'un foyer d'aérage.*

Mais, s'il existe dans la mine des gaz inflammables, l'arrangement des foyers doit être tel que la combustion soit toujours alimentée par l'air pur ; ou bien si la disposition des travaux oblige à employer l'air vicié qui sort de la mine, il faut se mettre en garde contre les cas où cet air serait inflammable ou détonant.

La disposition des foyers d'aérage la plus ordinaire en France et en Belgique consiste à séparer la partie cuvelée d'un puits par une forte cloison qui réserve d'un côté, pour le service, une grande section ou *bure principale*, et de l'autre une petite section ou *goyau* qui sert à la descente des mineurs (pl. XV). Après avoir traversé toute la hauteur du terrain mort et être arrivé au terrain houiller, c'est-à-dire à la base du cuvelage, le goyau s'éloigne du puits et descend de dix mètres en dix mètres par des séries de petits puits ou *beurtias*, isolés les uns des autres par des paliers. C'est par ces beurtias que les mineurs arrivent aux parties inférieures de l'exploitation.

Le foyer d'appel est placé dans une galerie spéciale mise en communication avec les beurtias pour l'entrée de l'air destiné à la combustion, et les gaz brûlés ne sont jetés dans le puits que par une galerie inclinée de 15 à 20 mètres de longuer. Deux portes solides et fermant bien isolent les beurtias de la voie de retour d'air ; elles sont placées de telle sorte que, lors du passage des ouvriers, il y en ait toujours une de fermée. D'après cette disposition, l'air qui alimente le foyer descend de l'extérieur et n'est jeté dans le puits d'aérage qu'après un trajet assez long pour qu'il n'y ait aucun danger d'inflammation pour le grisou qui est entraîné lui-même par ce courant d'appel.

Le foyer peut être disposé ainsi que l'indique la figure 109. Les flèches marquées sur cette figure supposent cependant qu'on prend l'air d'alimentation dans les travaux eux-mêmes, à travers deux portes à diaphragmes qui servent à régler le tirage.

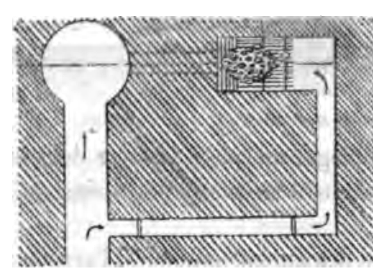


Fig. 109. *Disposition d'un foyer d'aérage.*

Cette disposition est habituelle en Angleterre, où l'emploi des foyers d'aérage est général, le foyer étant alimenté d'une manière différente de celle que nous venons d'indiquer pour les mines du nord de la France et de la Belgique. Nous avons dit précédemment que la méthode d'exploitation en usage à Newcastle était celle par galeries et piliers ; mais, comme, lorsque le grisou est très-abondant, l'exploitation est divisée par compartiments ou quartiers isolés, l'air qui entre dans la mine doit être partagé en plusieurs courants, isolés au moyen de cloisons établies dans les puits d'entrée et de portes à guichets qui permettent de régler les courants d'air. Parmi ces courants on choisit, pour alimenter la combustion, celui qui, dans son parcours, est le moins chargé de grisou. On brûle cet air dans un foyer qni présente pour la sortie des gaz de combustion une disposition analogue à celle des foyers précédemment indiqués (fig. 108 et 109).

On voit, d'après ce tableau, que l'on peut obtenir facilement de ces ventilateurs un débit de 10 mètres cubes par seconde et une dépression manométrique de 4 à 5 centimètres. Quant aux conditions de bonne marche et de facilité des réparations, elles sont démontrées par l'expérience journalière de plus de cent ventilateurs, qui sont aujourd'hui en fonction presque permanente sur les mines de la France et de la Belgique.

Ventilateur Lemielle. — Le ventilateur Lemielle est postérieur au ventilateur Fabry, et, par conséquent, moins répandu. Les résultats qu'il a donnés aux charbonnages de Bayemont, de Saint-Martin, etc., près Charleroy, sont incontestablement bons, sous le rapport de l'effet produit ; mais les difficultés de son exécution et les soins qu'exige son entretien en ont jusqu'à présent limité l'application.

C'est un tambour hexagonal, sur lequel se plient et se développent successivement six palettes à charnières appliquées sur chacun des pans du tambour par un mécanisme de bielles excentrées, analogue à celui qui est employé pour maintenir dans leurs positions normales les aubes d'une roue de bateau à vapeur. Le puits d'aérage se termine par un orifice rectangulaire, dans lequel se meuvent les palettes successivement développées par la rotation du tambour hexagonal.

La surface d'une palette est un obturateur constamment en mouvement ascensionnel.

Ce ventilateur a été appliqué au puits Saint-Henri de Bayemont, près Charleroy. Les longueurs réunies des conduites d'aérage de ce puits avaient une longueur de 2,620 mètres ; leur cube était de $5,120^{m^3}$, ce qui donnerait pour la section moyenne $1^{m^2},96$; mais, défalcation faite du cube du puits et des bouveaux, la section moyenne n'était que de $1^{m^2},25$, conditions qui nécessitaient une très-grande dépression pour l'aérage.

L'appareil placé se composait d'un hexagone de $3^{m},10$ de longueur, dont les côtés avaient $1^{m},305$ de largeur ; l'excentricité des bielles était de $0^{m},475$.

En Belgique, on a fait communiquer les puits d'appel avec de hautes cheminées; puis on a déterminé le mouvement d'appel en chauffant l'air qui sort de la mine, soit directement au moyen de grilles, soit par contact au moyen de calorifères. Un de ces calorifères, souvent cité comme exemple, a été établi à la mine de Seraing, où il détermine un aérage suffisant en chauffant l'air dans une chambre, par l'intermédiaire de tambours et tuyaux en fonte : sa dispositon est pourtant contraire aux principes élémentaires de chauffage, d'après lesquels l'air froid sortant du puits devrait d'abord être mis en contact avec les parties du calorifère dont la température est la moins élevée et sortir après s'être surchauffé au contact des parties les plus chaudes. En d'autres termes, le courant d'air à chauffer, au moyen d'un calorifère, doit suivre dans ses contacts une marche inverse de celle de l'air chaud qui a traversé le foyer. Cette condition est assez difficile à remplir à l'orifice d'un puits de mine lorsqu'on veut éviter de faire parcourir à l'air sortant trop de contours, dans des conduits dont la section est toujours étranglée comparativement à celle du puits. Si d'ailleurs on considère que, dans les foyers d'Anzin (pl. XV), la position du foyer est telle, que la colonne qui détermine le mouvement d'appel atteint une hauteur maximum sans qu'il en résulte de grands frais d'installation ou d'entretien, on est conduit à préférer l'emploi des foyers intérieurs,

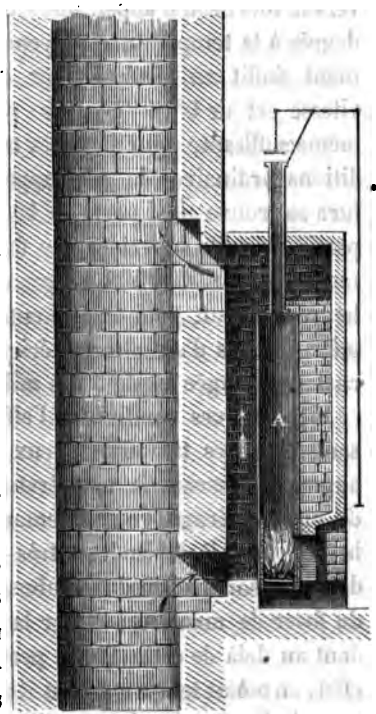


Fig. 110. Calorifère de Seraing.

disposés comme ceux d'Anzin ou de Newcastle, à celui des foyers extérieurs placés à l'orifice des puits, à la base d'une cheminée.

Dans les puits d'aérage du nord de la France, le courant d'air ascendant reçoit, par son mélange avec l'air qui a passé à travers le fourneau d'appel, une température supérieure de 15 à 20 degrés à la température moyenne des travaux. Ce suréchauffement suffit en général pour déterminer un courant dont la vitesse est de $0^m,60$ à $1^m,30$ par seconde, vitesse qui est elle-même suffisante pour aérer les travaux souterrains dans les conditions ordinaires de développement et de section. La température se trouve ainsi portée à 40 et au plus à 45 degrés, dans la partie du puits supérieure au foyer. Les foyers consomment en moyenne de 600 à 800 kilogrammes de houille par vingt-quatre heures. Il faut, pour en alimenter la combustion, 4000 à 6000 mètres cubes d'air atmosphérique par vingt-quatre heures ; la chaleur dégagée est de 3 à 5 millions de calories.

Si, dans ces conditions, l'effet des foyers se trouvait insuffisant pour des travaux sinueux et étendus, on serait conduit à augmenter encore la température moyenne de l'air ascendant du puits d'aérage, en augmentant la proportion du combustible brûlé ; mais il deviendrait très-désavantageux, sous le rapport de la consommation du combustible, d'augmenter la puissance du foyer de manière à élever la température du courant ascendant au delà de cette limite pratique d'environ 45 degrés. En effet, en même temps que l'on élève la température de l'air et que l'on diminue sa densité, on dilate son volume, de sorte qu'il faudrait pouvoir augmenter également la section du puits de sortie.

On peut apprécier la limite imposée à l'usage rationnel des foyers pour les nombres suivants :

Température de l'air ascendant.	Nombres proportionnels à la vitesse du courant.	Nombres proportionnels au combustible brûlé.
50	43	
40	51	153
50	58	232
60	64	320
100	79	711

Ainsi, en surélevant la température de l'air de 40 à 100 degrés, on brûle quatre à cinq fois plus de combustible sans arriver à doubler le débit d'air. En Angleterre on ne s'arrête pas devant cet inconvénient, parce qu'on ne compte pas le combustible brûlé, et l'on élève très-souvent l'air ascendant à près de 100 degrés par l'emploi de foyers énormes. Sur le continent, on préfère, lorsque la température de 40 à 45 degrés ne suffit pas, adopter des moyens mécaniques.

On a proposé de mettre à profit, pour l'aérage, les foyers des machines à vapeur établies à l'orifice des puits pour le service de l'extraction ou de l'épuisement. On alimenterait ainsi la combustion de ces foyers avec de l'air emprunté aux travaux souterrains. Ce procédé, impossible pour les mines à grisou, est susceptible d'applications fréquentes et peu coûteuses dans les mines où les mélanges détonants ne sont pas à craindre, et dans lesquelles le combustible a assez de valeur pour qu'on cherche à l'économiser. Il ne faut pas d'ailleurs perdre de vue que tous ces procédés d'appel de l'air intérieur, par des appareils placés au jour, nécessitent la fermeture hermétique du puits, et, par conséquent, en interdisent l'emploi pour l'extraction ou pour tout autre service qui exige les communications avec l'extérieur.

Les foyers d'appel sont d'un usage général en Angleterre et recommandés notamment par M. Hedley, qui cite les exemples suivants :

Dans la houillère Hetton, l'une des plus étendues du nord de l'Angleterre, il passe dans les travaux 81 $^{m. c. b.}$ d'air par seconde, au moyen de trois foyers établis à 275 mètres de profondeur dans un puits de $4^{m},27$ de diamètre. Ce volume d'air sert à la ventilation de onze chantiers ou groupes de tailles ; le courant qui passe par chaque groupe parcourt environ 7000 mètres.

La houillère de Naswell, du comté de Durham, est aérée par une circulation de 44 mètres cubes par seconde. Ce résultat est obtenu par un foyer placé à 280 mètres de profondeur dans un puits de $2^{m},60$ de diamètre, le puits d'entrée d'air ayant un diamètre de $3^{m},80$.

M. Philips dit que, dans les couches les plus chargées de grisou, du nord de l'Angleterre, d'une puissance de 1m,20 à 2 mètres, on fait circuler dans les travaux un courant d'air de 0m. c. b., 284 par seconde et par ouvrier.

M. Blackwel évalue cette circulation de 0m. c. b.,118 à 0m. c. b.,236 par seconde et par ouvrier; M. Hedley la porte de 0m. c. b.,047 à 0m. c. b.,236.

Ces chiffres sont bien supérieurs à ceux des aérages les mieux organisés en Belgique, en Allemagne ou en France; celui de 0m. c. b.,047, indiqué comme minimum, est le seul qui se rapproche des conditions ordinaires des mines du continent, et la raison en est facile à comprendre. Les galeries ont, en général, dans les mines de la Belgique et du nord de la France, des sections moindres, et sont moins nombreuses que dans les vastes mines de l'Angleterre. Le véritable terme de comparaison n'est pas la quantité d'air appelée dans les travaux, mais bien la vitesse de l'air dans les galeries; or, sous ce rapport, les résultats sont presque identiques. M. Hedley indique 1m,80 comme la vitesse convenable dans les galeries les plus chargées de grisou; en Belgique et en France on l'établit à 1m,40, limite à laquelle le courant d'air commence à gêner les ouvriers, et il est probable que l'on trouverait aussi en Angleterre que cette vitesse n'est guère dépassée, si l'on avait pour la mesurer des instruments assez précis. Pour obtenir ces vitesses dans les exploitations de la Belgique et du nord de la France, où la puissance moyenne des couches ne dépasse guère 0m,60, on est obligé d'avoir recours à des dépressions plus fortes qu'en Angleterre. De là vient que les foyers anglais ne conviennent pas à ces exploitations, surtout si l'on considère que la plupart de ces foyers élèvent la température de l'air sortant à 60 ou 80 degrés, c'est-à-dire sont établis dans des conditions défectueuses.

Les mines de la Belgique et du nord de la France ont donc besoin de volumes d'air moins considérables, par exemple de 6 à 15 mètres cubes par seconde, mais avec une dépression de 4 à 6 et 8 centimètres d'eau, dépressions qui ne

peuvent guère être obtenues que par les ventilateurs mécaniques.

Lorsque les foyers d'aérage sont établis sur les mines du continent, ils n'atteignent pas les chiffres de circulation indiqués par M. Hedley, mais aussi ils consomment des quantités de houille beaucoup moins considérables.

A Anzin par exemple, un foyer établi dans les conditions indiquées par la planche XV a donné un débit de $8^{m.c.b.}$,196 d'air par seconde, sur un parcours de 2238 mètres, la consommation de houille étant de 697 kilogrammes par 24 heures. C'est une consommation qui correspond à peine à un effort de six chevaux-vapeur.

Dans cet exemple, d'un débit de $8^{m.c.b.}$,196, la température de l'air ascendant était 37°, la température moyenne des travaux 19°, ce qui faisait 18° de suréchauffement. Le diamètre du puits d'aérage était de 2^{m},70 et le foyer y était placé à la profondeur de 184 mètres.

Nous ne sommes pas à même d'apprécier l'effet utile du combustible pour les exemples d'aérage précités en Angleterre, les consommations n'étant pas connues ; mais ils nous conduiraient nécessairement à conclure que l'on doit adopter les moyens d'aérage mécaniques lorsque les sections des puits et galeries nécessiteraient un suréchauffement de l'air plus élevé que 45 degrés.

Jets de vapeur. — Les jets de vapeur ont été souvent appliqués en Angleterre pour accélerer le tirage des puits d'appel. Un des grands avantages de ce procédé est, dit M. Hedley, la facilité avec laquelle la circulation de l'air peut être augmentée en cas de besoin. Il faut employer les jets de vapeur au fond du puits, et suréchauffer cette vapeur de manière à empêcher la diminution d'effet utile produite par sa condensation.

La houillère de Seaton, dans le bassin de Newcastle, est, dit M. Hedley, ventilée par la vapeur. Le puits d'appel a $2,^{m}45$ de diamètre et 183^{m} de profondeur ; la vapeur suréchauffée est lancée au fond du puits à la pression de 2 1/3 atmosphères par 25 orifices ayant chacun 9 millimètres de diamètre. Le volume

d'air qui circule dans les travaux est de 40 mètres cubes par seconde.

M. Hedley paraît considérer l'aérage par jets de vapeur comme un progrès sur celui des foyers, car avant l'adoption de ce procédé dans la houillère de Seaton on se servait, dit-il, de deux foyers ayant chacun $4^{m.c.}$,65 de surface de grille, appliqués à deux puits, l'un de 2^m,75 et l'autre de 2^m,44 de diamètre, et le volume d'air débité par les deux puits ne dépassait pas 25 mètres cubes.

Ajoutons que les jets de vapeur essayés en Belgique, aux charbonnages de l'Agrape et du Grand-Hornu, ont donné un résultat très-médiocre comme appel et un effet utile bien inférieur à celui que l'on obtient des ventilateurs mécaniques. Mais on peut penser que les résultats eussent été plus favorables si l'on eût appliqué le *jet de vapeur* tel qu'il a été employé dans les usines évaporatoires. M. Pelletan, qui a, le premier, expérimenté sur la valeur de cette action mécanique, a reconnu qu'en dirigeant un jet de vapeur à haute pression (cinq ou six atmosphères, par exemple) dans un canal d'un diamètre un peu plus grand que celui du jet, on produisait un mouvement d'entraînement tel, que, si l'appel avait lieu dans un vase clos, le vide y pouvait être produit derrière le jet. Un vide aussi prononcé que celui qu'on obtient dans les chaudières évaporatoires ne serait pas nécessaire pour déterminer l'aérage; il résulte au contraire des expériences de M. Pelletan que moins on cherche à produire un mouvement énergique et mieux on utilise la vapeur. Ainsi, dans ses expériences, un jet de 0^m,006 de diamètre, lançant de la vapeur à cinq atmosphères dans un canal de 0^m,02 de diamètre et de 0^m,25 de longueur, produisait derrière lui un vide de 16 centimètres de mercure. La dépense constatée dans le générateur était de 58 litres d'eau vaporisée par heure, et l'entraînement qui résultait de ce mouvement d'appel était, dans le même temps, de 200 mètres cubes. Si ces expériences sont exactes, la circulation aurait pu être d'environ 3 mètres cubes d'air par seconde, avec une consommation d'environ 160 kilogrammes

de houille pour 24 heures, et, pour produire un courant d'un mètre par seconde dans un puits ayant une section de 9 mètres, la dépense pour trois jets de vapeur serait de 480 kilogrammes de houille. Cette disposition aurait sans doute l'inconvénient d'exiger la fermeture complète du puits d'aérage, mais elle aurait l'avantage de ne présenter aucun danger dans les mines les plus infectées par les gaz inflammables.

MOYENS MÉCANIQUES D'AÉRAGE.

Les moyens mécaniques de dilatation de l'air, dans un puits d'aérage, sont fournis par toutes les machines soufflantes qui dans les mines sont plus souvent employées pour aspirer que pour refouler. L'action de ces machines est pratiquement plus sûre, exposée à moins de dérangements et de déperditions lorsqu'elles agissent par aspiration que lorsqu'elles agissent par refoulement.

Les conditions particulières des machines destinées à l'aérage sont ainsi résumées par M. Combes : 1° déplacer des volumes d'air considérables ; 2° n'imprimer à ces masses d'air que de faibles vitesses ; 3° n'augmenter que très-peu la pression de l'air qu'elles puisent dans la mine si elles sont aspirantes, et dans l'atmosphère si elles sont soufflantes. Ces machines sont donc dans des conditions tout à fait différentes de celles des machines soufflantes appliquées aux travaux métallurgiques, car ces dernières déplacent des masses d'air peu importantes, mais leur impriment des vitesses et par conséquent des pressions considérables. Il en résulte que, comparées à ces machines soufflantes, les machines appliquées à l'aérage ont des dimensions bien supérieures et des orifices à très-grande section.

Ventilateur à force centrifuge. — L'énoncé de ces conditions désigne en quelque sorte les ventilateurs à force centrifuge.

Le foyer d'appel est placé dans une galerie spéciale mise en communication avec les beurtias pour l'entrée de l'air destiné à la combustion, et les gaz brûlés ne sont jetés dans le puits que par une galerie inclinée de 15 à 20 mètres de longuer. Deux portes solides et fermant bien isolent les beurtias de la voie de retour d'air ; elles sont placées de telle sorte que, lors du passage des ouvriers, il y en ait toujours une de fermée. D'après cette disposition, l'air qui alimente le foyer descend de l'extérieur et n'est jeté dans le puits d'aérage qu'après un trajet assez long pour qu'il n'y ait aucun danger d'inflammation pour le grisou qui est entraîné lui-même par ce courant d'appel.

Le foyer peut être disposé ainsi que l'indique la figure 109. Les flèches marquées sur cette figure supposent cependant qu'on prend l'air d'alimentation dans les travaux eux-mêmes, à travers deux portes à diaphragmes qui servent à régler le tirage.

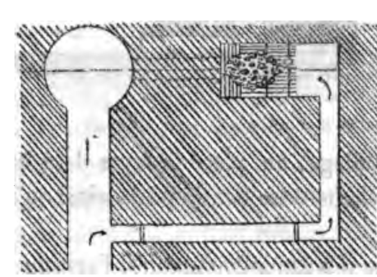


Fig. 109. *Disposition d'un foyer d'aérage.*

Cette disposition est habituelle en Angleterre, où l'emploi des foyers d'aérage est général, le foyer étant alimenté d'une manière différente de celle que nous venons d'indiquer pour les mines du nord de la France et de la Belgique. Nous avons dit précédemment que la méthode d'exploitation en usage à Newcastle était celle par galeries et piliers ; mais, comme, lorsque le grisou est très-abondant, l'exploitation est divisée par compartiments ou quartiers isolés, l'air qui entre dans la mine doit être partagé en plusieurs courants, isolés au moyen de cloisons établies dans les puits d'entrée et de portes à guichets qui permettent de régler les courants d'air. Parmi ces courants on choisit, pour alimenter la combustion, celui qui, dans son parcours, est le moins chargé de grisou. On brûle cet air dans un foyer qni présente pour la sortie des gaz de combustion une disposition analogue à celle des foyers précédemment indiqués (fig. 108 et 109).

vinssent à se rallumer, l'atmosphère, étant redevenue explosive, pourrait prendre feu et provoquer de nouveaux accidents.

Les conditions posées pour la circulation de l'air dans les mines, les moyens d'imprimer aux courants d'air la vitesse convenable, les lampes de sûreté dont la double fonction est d'avertir les mineurs de la présence du grisou et d'empêcher l'inflammation, enfin les règlements adoptés dans les mines, règlements qui prescrivent aux ouvriers de se retirer dès qu'ils s'aperçoivent de la présence d'une quantité de grisou de nature à créer un danger, toutes ces mesures forment un ensemble qui théoriquement suffit pour préserver de tout accident.

Il n'en est malheureusement pas ainsi. Malgré les précautions les plus rigoureuses, malgré la sécurité théorique assurée par les procédés de ventilation et par les lampes de sûreté, il arrive encore des accidents nombreux, parmi lesquels il en est de tellement graves, qu'ils ont compromis les exploitations dans lesquelles ils se sont produits.

Les derniers accidents arrivés dans les houillères de la France et de la Belgique ne peuvent guère être expliqués que par les dégagements subits et abondants qui ont souvent lieu, surtout lorsqu'on travaille dans des parties de couches accidentées par les failles. Dans ce cas, les procédés de ventilation ont pour résultat de mélanger très-rapidement le grisou à l'air des galeries et de former des mélanges détonants au milieu desquels se trouve presque subitement plongée toute la population des mineurs, manœuvres et rouleurs qui circulent dans le courant d'aérage. Dans cette situation il suffira d'une lampe ouverte ou d'un treillis en mauvais état pour déterminer une explosion terrible.

Ainsi les courants d'air rapide qui sont la base d'un bon aérage peuvent, dans certains cas, être la cause des explosions les plus funestes. Si l'on supposait, au contraire, le chantier dans lequel se dégage le grisou faiblement ventilé, il se produirait une liquation du gaz, qui envahirait lentement les galeries voisines, et les mineurs, en se retirant des ateliers, auraient le

En Belgique, on a fait communiquer les puits d'appel avec de hautes cheminées; puis on a déterminé le mouvement d'appel en chauffant l'air qui sort de la mine, soit directement au moyen de grilles, soit par contact au moyen de calorifères. Un de ces calorifères, souvent cité comme exemple, a été établi à la mine de Seraing, où il détermine un aérage suffisant en chauffant l'air dans une chambre, par l'intermédiaire de tambours et tuyaux en fonte; sa dispositon est pourtant contraire aux principes élémentaires de chauffage, d'après lesquels l'air froid sortant du puits devrait d'abord être mis en contact avec les parties du calorifère dont la température est la moins élevée et sortir après s'être surchauffé au contact des parties les plus chaudes. En d'autres termes, le courant d'air à chauffer, au moyen d'un calorifère, doit suivre dans ses contacts une marche inverse de celle de l'air chaud qui a traversé le foyer. Cette condition est assez difficile à remplir à l'orifice d'un puits de mine lorsqu'on veut éviter de faire parcourir à l'air sortant trop de contours, dans des conduits dont la section est toujours étranglée comparativement à celle du puits. Si d'ailleurs on considère que, dans les foyers d'Anzin (pl. XV), la position du foyer est telle, que la colonne qui détermine le mouvement d'appel atteint une hauteur maximum sans qu'il en résulte de grands frais d'installation ou d'entretien, on est conduit à préférer l'emploi des foyers intérieurs,

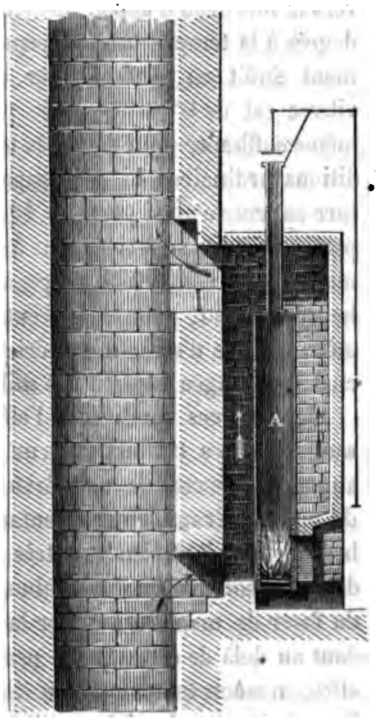


Fig. 110. Calorifère de Seraing.

l'on pourrait recommander préférablement est représenté figure 112. Cet anémomètre, composé d'un simple pendule, a été essayé en Angleterre et en Belgique. Sa déviation de la verticale indique l'intensité du courant d'air.

La vitesse des courants d'aérage s'établit en général par tâtonnement; les mineurs emploient, pour mesurer cette vitesse, des moyens très-simples, la poudre ou l'amadou.

Deux observateurs se placent aux extrémités de la voie dont le courant d'aérage doit être mesuré; celui qui est à l'entrée de ce courant tire, par exemple, un coup de pistolet qui est entendu par l'observateur qui se trouve à l'extrémité opposée. L'instant de la détonation est noté, ainsi que celui où l'odeur de la poudre commence à parvenir à la station extrême et celui où l'odeur n'est plus sensible; la moyenne entre les deux dernières observations détermine le temps que le courant d'air a mis pour parcourir la longueur de la voie. En multipliant cette vitesse par la section moyenne, on obtient le débit effectif du courant d'aérage.

Aucun accident n'engage à un plus haut degré la responsabilité de l'ingénieur directeur d'une mine que l'explosion du grisou. Il doit en quelque sorte exposer de lui-même, après un accident de cette nature, quelles sont les conditions de l'aérage de ses travaux et démontrer que ces conditions étaient normales; il doit démontrer que les lampes qu'il a choisies et données aux mineurs étaient de sûreté et bien entretenues; il doit en un mot venir au-devant de toute objection.

Sans doute, si l'on pouvait avoir des renseignements sur ce qui a pu se passer sur le chantier où l'explosion a eu lieu, il resterait prouvé, dans la plupart des cas, qu'une imprudence a été commise; qu'une lampe a été ouverte, qu'un ouvrier a voulu fumer, qu'il a négligé telle précaution prescrite par le règlement. Mais ceux qui pourraient donner ces renseignements ont été généralement les premières victimes de l'explosion et souvent même il n'est pas possible d'arriver jusqu'à leurs corps par suite des éboulements ou des incendies qui se sont produits.

En présence des incertitudes qui résultent des dernières explosions arrivées en France et en Belgique, dans des mines où le contrôle était aussi complet que possible, on arrive forcément à conclure : 1° que les lampes de sûreté ne donnent que des indications insuffisantes sur l'existence du grisou et sur ses proportions dans l'atmosphère des mines; 2° qu'elles n'offrent pas encore le degré de sûreté désirable, dans le cas où l'atmosphère, par suite d'une des circonstances précitées, devient en très-peu de temps éminemment explosive.

On doit ne jamais perdre de vue la série des précautions qui peuvent seules préserver les mineurs; elles ont été résumées en Belgique par un arrêté royal du 1er mars 1850, que nous présentons comme un résumé complet de ce qui vient d'être exposé dans ce chapitre.

EXPLOITATIONS EN GÉNÉRAL.

Article 1er. Dans toute exploitation souterraine, l'assainissement de tous les points de travaux accessibles aux ouvriers sera assuré par un courant actif et régulier d'air pur.

La vitesse et l'abondance de ce courant, ainsi que la section des galeries qui doivent être facilement accessibles dans toutes leurs parties, seront partout réglées en raison du nombre des ouvriers, de l'étendue des travaux et des émanations naturelles de la mine.

Art. 2. La ventilation sera déterminée et entretenue par des moyens efficaces et exempts de tout danger.

Art. 3. Tout courant d'air, notablement vicié par le mélange de gaz délétères ou inflammables, sera soigneusement écarté d'un atelier quelconque et des voies fréquentées.

L'étendue des divers ateliers de travail sera limitée, au besoin, de manière à soustraire les ouvriers, placés sur le retour du courant, aux effets nuisibles d'une trop grande altération de l'air.

Art. 4. Les remblais établis tant pour soutenir les roches que pour séparer les voies de roulage des voies d'aérage correspondantes, seront partout rendus aussi serrés et entretenus aussi imperméables que possible.

Art. 5. Ces remblais seront avancés en tout temps à une petite distance des fronts de travail des ouvriers (taille), de manière à empêcher, vers ces points, le ralentissement du courant d'air et la stagnation des gazs nuisibles.

Art. 6. Les travaux seront disposés de manière à se passer, autant que possible, de portes pour diriger ou pour partager le courant d'air.

Toute porte destinée à la répartition de l'aérage sera munie d'un guichet dont l'ouverture sera réglée en raison des besoins.

L'usage de portes multiples, convenablement espacées, sera de rigueur dans les voies où elles doivent être ouvertes fréquemment pour le service de la mine.

MINES A GRISOU.

Aérage.

Art. 7. Dans les mines à grisou, l'exploitation aura lieu, autant que possible, par tranches prises successivement en descendant. Sauf les exceptions autorisées par l'administration, l'ensemble et toutes les parties des travaux seront disposés de manière à ne pas forcer à descendre un air plus ou moins chargé de gaz inflammables.

Art. 8. La sortie de l'air aura lieu par un puits spécial, affecté exclusivement à cet usage, et isolé des autres puits par un massif de roche suffisant.

L'appel y sera provoqué soit par des moyens mécaniques, soit par échauffement, à l'exclusion des *toque-feux* ou foyers alimentés par l'air sortant de la mine.

On prendra, à la surface, les précautions nécessaires pour éloigner de tout foyer le grisou qui sort de la mine.

Art. 9. Les voies d'entrée et de retour de l'air seront séparées par des massifs assez épais pour qu'une explosion ne puisse les endommager.

Art. 10. Les royons et kernés ne pourront être tolérés qu'exceptionnellement et seulement pour des travaux préparatoires et de reconnaissance.

Éclairage.

Art. 11. L'emploi de lampes de sûreté, admises par l'administration des mines, est obligatoire pour les houillères à grisou.

Art. 12. Les lampes de sûreté fermeront à clef. Elles resteront déposées à l'établissement, où des ouvriers spéciaux seront chargés de les visiter, de les nettoyer et de les maintenir chaque jour en bon état.

Art. 13. Au moment de la descente, la lampe est remise à chaque ouvrier; celui-ci est tenu de s'assurer qu'elle est fermée à clef.

Art. 14. Il est expressément défendu d'ouvrir les lampes dans les travaux; celles qui viendraient à s'éteindre pendant le travail seront renvoyées fermées, soit à la surface, soit en quelque point désigné de l'intérieur, où elles seront visitées, rallumées et refermées à clef par des hommes exclusivement préposés à ce soin.

Art. 15. Lorsque le grisou apparaîtra dans une taille ou dans une galerie en assez grande quantité pour déterminer un allongement soutenu de la flamme des lampes, le travail y sera immédiatement suspendu jusqu'à ce que le danger ait cessé

Emploi de la poudre.

Art. 16. L'usage de la poudre est interdit pour l'abatage de la houille dans l'exploitation des couches à grisou, sauf les exceptions qui seraient préalablement admises par l'administration.

Art. 17. L'emploi de cet auxiliaire n'est toléré pour les travaux à la pierre que sous réserve expresse des conditions ci-après :

1° De n'employer, pour mettre le feu à la mine, aucune substance susceptible de brûler avec flamme;

2° De ne faire sauter la mine qu'après s'être scrupuleusement assuré, par l'inspection de la flamme des lampes, qu'il n'y a pas de gaz inflammables dans cette partie des travaux;

3° De désigner, pour l'exécution de cette mesure et pour l'office de boute-feu, des maîtres-ouvriers ou des mineurs expérimentés, préalablement exercés à ce service.

SURVEILLANCE.

Art. 18. Il y aura dans chaque exploitation, notamment dans les mines à grisou, indépendamment des maîtres-ouvriers (porions), un nombre déterminé de mineurs (surveillants), spécialement chargés des détails de la surveillance journalière des moyens d'aérage et d'éclairage.

Le nombre de ces surveillants sera fixé par les ingénieurs des mines, d'après l'étendue des travaux, la nature et l'abondance des gaz et le degré de sécurité que présente le système de ventilation.

Art. 19. Ces mineurs, ainsi que les boute-feu, seront désignés comme tels, par le directeur, sur le registre de contrôle des ouvriers.

Art. 20. Les mineurs-surveillants auront mission, chacun dans les parties qui lui seront assignées :

A. De visiter avec soin les voies d'aérage et de les faire entretenir en bon état; de ne permettre l'accès du travail à tout ou partie d'un poste d'ouvriers qu'après s'être assurés que l'air y est pur, que la ventilation est suffisamment active, que tout est en ordre, et qu'il n'existe aucune cause saisissable de danger pour les ouvriers;

B. De maintenir, pendant toute la durée du travail, une police sévère dans les tailles et dans les voies les plus fréquentées, en ce qui concerne le maniement des lampes, l'abatage et le dépôt des produits de l'extration, la manœuvre des portes; en un mot, tout ce qui importe essentiellement à l'efficacité de l'arérage et à la sécurité de l'éclairage;

C. De signaler, pour être punis suivant la gravité des cas, les auteurs de toute infraction aux règles de la prudence et de la subordination; d'agir de même à l'égard de tout ouvrier qui serait porteur d'une pipe, d'un briquet ou de quelque matière propre à se procurer du feu dans des travaux où l'emploi des lampes de sûreté est obligatoire;

D. De faire cesser le travail de tout atelier exposé à la présence de gaz inflammables, et de diriger prudemment la retraite des ouvriers.

Art. 21. Les ingénieurs des mines veilleront à l'observation rigoureuse des dispositions qui précèdent.

Ils aideront, au besoin, les exploitants de leurs conseils.

Ils consigneront, le cas échéant, leurs prescriptions sur un registre spécial tenu, à cet effet, au bureau de l'exploitation, et qui remplacera, pour cet objet, le registre d'avancement mentionné à l'article 6 du décret du 3 janvier 1813. A chacune de leurs visites, ils inscriront sur ce registre le résultat de leurs observations.

Art. 22. En cas de réclamation, les députations permanentes des conseils provinciaux pourront accorder des délais ou des dispenses conditionnelles pour l'accomplissement rigoureux des dispositions qui précèdent.

CHAPITRE V

ROULAGE SOUTERRAIN.

Après l'abatage, ce sont les opérations de roulage et d'extraction qui ajoutent le plus au prix de revient des matières exploitées. Ces dépenses sont surtout de la plus grande importance lorsqu'il s'agit de minéraux de peu de valeur intrinsèque, tels que la houille, le sel gemme, les minerais de fer et les minerais métallifères pauvres dont le triage ne peut avoir lieu dans la mine.

En général, on trouvera dans les mines des voies de transport d'autant plus imparfaites que les minerais auront un titre plus élevé et une plus grande valeur. Ainsi, tandis que les chemins de fer ont pris naissance dans les mines de houille, les voies de transport étaient tellement incomplètes dans la plupart des mines d'argent du Pérou, que, pour extraire le minerai abattu, il fallait que les mineurs attachassent sur leurs épaules et à leurs jambes de petits sacs contenant ce minerai, et qu'ils s'engageassent ainsi dans les voies les plus étroites et les plus sinueuses. C'est l'exploitation de la houille qui a déterminé le perfectionnement du roulage souterrain, sous le double rapport des voies et des appareils de transport.

Les transports intérieurs se font par l'homme ou le cheval, employés comme moteurs, soit sur le sol des galeries, soit sur des voies perfectionnées consistant en chemins à rails de bois ou de fer.

Les combinaisons de ces différents moyens de roulage ou d'extraction sont assez nombreuses pour que les mines soient, à cet

égard, dans des conditions très-diverses. Nous poserons d'abord les principes qui peuvent conduire aux meilleures conditions de roulage, en examinant quel est le tracé le plus avantageux pour les voies de transport.

TRACÉ DES VOIES DE ROULAGE.

Le premier élément du roulage souterrain est le tracé des galeries dans lesquelles il doit s'effectuer. Ce tracé résulte des méthodes précédemment décrites, mais il est généralement beaucoup moins régulier que ne le comportent les conditions théoriques de ces méthodes.

Les éléments qui déterminent les conditions de construction du matériel sont : la *longueur du tracé*, les *pentes*, et la *section* des galeries.

La longueur est un élément très-variable, même dans une seule mine. Lorsqu'une exploitation est à son début, les points d'abatage sont rapprochés du puits d'extraction, mais ils s'en éloignent progressivement, de telle sorte qu'un roulage souterrain doit toujours être organisé en prévision des distances les plus longues. Quant aux longueurs auxquelles on arrive, on peut dire que celles de 500 à 1000 mètres sont les conditions moyennes.

Les pentes doivent être, autant que possible, dans le sens du transport, c'est-à-dire aider au roulage des waggons pleins, et remontées seulement par les waggons vides.

En général les grandes galeries de roulage sont des galeries d'allongement qui servent en même temps à recueillir et conduire vers le puits les eaux d'infiltration. On leur donne en conséquence une pente d'environ 5 millimètres par mètre, qui satisfait à la double condition de maintenir le sol asséché et de faciliter les transports.

Ces galeries régulières peuvent être conduites jusqu'au bas des ateliers d'abatage lorsqu'on exploite des couches fortement

inclinées; mais, pour l'exploitation des plateures, on est obligé de suivre des voies inclinées, voies diagonales dites *thiernes*, dont les pentes sont en général de 5 à 10 degrés. Ces voies, difficiles à remonter, sont même difficiles à descendre, parce que les chariots y prendraient une accélération dangereuse; on est donc obligé d'enrayer et de descendre par l'effet du glissement. C'est un véritable traînage qui s'exécute tantôt sur le sol des galeries et tantôt sur des longrines ou sur des rails.

C'est par suite de cette différence d'inclinaison des voies que le transport souterrain était autrefois divisé en deux parties distinctes : le traînage, qui partait des tailles et allait verser ses produits dans les galeries d'allongement, et le roulage, qui s'effectuait dans ces galeries et dans les bouveaux jusqu'au puits d'extraction.

Les galeries inclinées de 15 à 30 degrés ne peuvent être parcourues rationnellement qu'à l'aide de plans inclinés automoteurs si la charge doit être descendue, et à l'aide de plans inclinés avec treuils de manœuvre si la charge est en remonte, comme lorsqu'on exploite en vallée. On peut bien descendre ces pentes par un traînage sur le sol des galeries, mais, outre que la remonte des bennes de traînage est très-pénible, ce mode de transport nécessite un transbordement lorsqu'on arrive à la galerie d'allongement.

Sur les pentes supérieures à 33 degrés les matières peuvent glisser par leur poids, et l'on ne se sert de plans automoteurs que dans le cas où l'on veut ménager les matières abattues, soit qu'il s'agisse de minerais précieux que l'on craint de perdre, ou de houille que l'on ne veut pas briser.

Lorsque les matières abattues doivent être remontées sur ces pentes rapides, on emploie des plans inclinés avec treuil à bras, manége à chevaux ou machine à vapeur : l'appareil rentre alors dans ceux qui sont employés pour l'extraction. Dans les mines dépourvues de matériel on a recours au portage à dos : le sol de la descenderie ayant été taillé en forme d'escalier, des mineurs y remontent la charge dans des sacs. Ce moyen, tout barbare qu'il

puisse paraître, est cependant susceptible d'être employé avec avantage pour les gîtes de peu d'importance et pour les attaques d'exploration, en ce qu'il n'entraîne pas l'emploi d'appareils mécaniques dont l'installation exige toujours du temps et des dépenses.

Dans l'exploitation des mines, tout moyen doit en effet être proportionné au but qu'on se propose, et les moyens les plus grossiers sont quelquefois ceux qui doivent être préférés, parce qu'ils évitent des frais d'installation que ne compenserait pas le produit du travail entrepris.

Ce principe de proportion entre les ouvrages et le but s'applique même à la section des galeries.

Un bouveau important, une grande galerie d'allongement destinée à desservir des transports considérables auront nécessairement de grandes dimensions : $1^{m},70$ de hauteur sur 2 mètres de largeur peuvent être considérés comme des minimum nécessaires à la circulation des chevaux qui seront employés au roulage.

Des galeries *thiernes* ou *bronchages* qui ne doivent durer que peu de temps, des galeries de retour d'air, *maillages*, ou *troussages* dans lesquelles on n'a pas à circuler, ne recevront au contraire que les dimensions strictement nécessaires. Dans les petites couches, on leur donnera par exemple $1^{m},30$ de hauteur sur 1 mètre de largeur. Cette économie n'est peut-être pas très-logique lorsqu'il s'agit de voies de roulage. Les mouvements des bois et des murs réduisent en effet ces dimensions à tel point, que le parcours de ces galeries devient très-difficile, et que la capacité à donner aux chariots de roulage se trouve toujours en lutte avec la petite section des voies. Les difficultés de la circulation ont d'ailleurs d'autres inconvénients : elles rendent la surveillance difficile ; les mineurs eux-mêmes, une fois rendus à leurs tailles, y prennent des habitudes de lenteur, et sont mal secondés par les serveurs, les bouteurs et les remblayeurs, de telle sorte que l'allure générale du travail en souffre toujours.

En résumé, les procédés à employer pour les transports sou-

terrains dépendent en grande partie du tracé et de la section des galeries à parcourir. L'ingénieur doit donc avoir déterminé les procédés qu'il emploiera, au moment où il commence ses travaux; mais, comme il doit souvent organiser des roulages dans des voies qui ont été créées par ses devanciers, il cherche, dans ce cas, à tirer le meilleur parti possible de ces voies, quels que soient leur section et leur tracé, ou devra se décider à les élargir.

DIVERS MODES DE TRANSPORT.

Dans la plupart des mines, l'homme est le seul moteur employé : suivant les voies qu'il doit parcourir, il agit comme *porteur*, chargé de sacs ou de hottes; comme *brouetteur*, en roulant devant lui à l'aide de brouettes ; comme *traîneur*, en poussant ou tirant des traîneaux à patins ; enfin comme *rouleur*, *sclauneur* ou *herscheur*, en poussant ou tirant des chariots soit sur le sol même de la galerie, soit sur des voies perfectionnées. Nous examinerons successivement ces divers modes de transport en nous appuyant sur les tableaux statistiques d'effets utiles recueillis par M. Gervoy, dans les mines de la Loire.

Portage à dos. — Le *porteur* n'est employé que dans les voies étroites dont l'inclinaison ou les sinuosités rendent le parcours difficile. Chargé d'un sac qu'il maintient d'une main sur ses épaules, il porte de l'autre un bâton qui le soutient et une lampe qui l'éclaire. Ce transport, lent et pénible, est d'un usage très-répandu dans les mines de l'Amérique méridionale, où les voies de roulage sont souvent étroites et sinueuses ; dans les mines de l'Europe il est plus rare, et n'a été conservé que pour les galeries courtes et inclinées conduisant des tailles aux voies de traînage et de roulage. Les voies consacrées à la circulation des porteurs doivent avoir au moins $1^m,30$ de hauteur sur $0^m,75$ de largeur.

Suivant les pentes des galeries et leur section, la charge d'un porteur variera de 40 à 60 kilog. La pente maximum devra

être de 45°; encore est-il indispensable, pour qu'on puisse y circuler, que le sol soit taillé en escalier; cette précaution est même avantageuse à partir de 15°. Pour des pentes qui excèdent 20°, le transport à la descente est aussi pénible qu'à la montée; les pentes de descente ne sont avantageuses que jusqu'à 12°. Enfin il faut éviter, autant que possible, de faire dépasser aux relais des porteurs 60 à 80 mètres de longueur.

Dans les meilleures conditions, lorsque les ouvertures sont à grande section et les pentes faibles, un bon porteur, chargeant 60 à 75 kilog. dans un sac ou dans une hotte légère, produira dans sa journée un effet utile de 300 kilog. transportés à un kilom. de distance. Sur des inclinaisons de 20°, cet effet utile se réduira à 190 kilog. transportés à 1 kilomètre.

On jugera mieux de ces diverses circonstances par le tableau suivant, qui résume les conditions du portage dans les mines de la Loire.

TABLEAU DE L'EFFET UTILE DES PORTEURS DANS LES MINES DE LA LOIRE.

NOMS des MINES.	DISTANCES.	INCLINAISONS.	CHARGES EN HOUILLE.	VOYAGES.	TRANSPORT (kil. transporté à 1 kilom.)	OBSERVATIONS. HAUTEUR des GALERIES.	OBSERVATIONS. ÉTAT DES CHEMINS.
	m.	degrés.	kil.			mètres.	
Monrambert. ...	150	45 sur 100m 0 sur 50m	40	32	192	1,60	Bon.
Quantin.	64	40 sur 48m 0 sur 16m	50	62	198	1,50	Assez bon.
Charles.	66	5	50	6	198	2	Mauvais.
Palle.	130	8	50	3	208	1,60	*Id.*
Salomon.	80	26 sur 50m 0 sur 30m	55	50	220	1,60	Assez bon.
Palle.	80	0	50	60	240	1,30	Mauvais.
Brulé.	120	— 13	53	40	254	2	Assez bon.
Breuil.	54	9	60 à 75	80	289	à ciel ouvert	Très-mauvais.
Roche-la-Molière.	45	20 sur 24m 0 sur 21m	50	135	304	1,30	Très-bon.

Le portage à dos disparaît chaque jour des habitudes des exploitations et ne doit plus être considéré que comme un moyen

de transport accidentel, employé dans quelques galeries basses et inclinées. Nulle part il n'a été plus répandu que dans les mines de la lignite des environs de Marseille, où l'usage était de pénétrer dans les couches suivant l'inclinaison, par des descenderies dont le sol était au besoin taillé en escaliers. Le montage se faisait ensuite à dos, par des enfants de dix à quatorze ans, qui arrivaient dans leur poste de travail à un effet utile de 48 kilogrammes transportés à 1 kilom., soit par des ouvriers porteurs habitués dès leur enfance à ce travail, et dont l'effet utile s'élevait à une moyenne de 300 kilog. transportés à 1 kilom. Depuis quelques années on a introduit dans ces mines des moyens de transport plus perfectionnés.

Brouettage. — Le *brouetteur* est, en quelque sorte, le second degré des transports; c'est un mode que l'on emploie avant d'en établir un plus perfectionné. Avec la petite brouette, roulant sur le sol des galeries et chargeant 60 kilog., l'effet utile d'un brouetteur atteint facilement de 500 à 600 kilog. transportés à 1 kilomètre pour un travail de 8 à 10 heures.

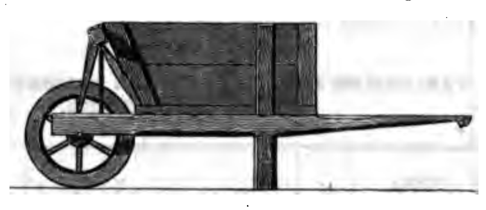
Dans une mine de Rive-de-Gier, vingt brouetteurs, faisant le service des transports, prenaient une charge de 100 kilog. et faisaient 36 voyages ayant 200 mètres de distance moyenne. L'effet utile de chacun d'eux était ainsi de 720 kilog. transportés à 1 kilom. Ce chiffre est le plus élevé qu'on ait atteint par le brouettage sur le sol des galeries.

Lorsque le sol est moins favorable, comme dans certaines mines de Sarrebruck, l'effet utile du brouettage tombe à 300 kilogrammes transportés à 1 kilomètre.

Lorsque le sol est mauvais, on le garnit avec des plateaux qui facilitent le transport. Dans certaines mines on établit même une voie régulière avec des longrines et des plateaux, et l'on a pu ainsi porter l'effet utile d'un brouetteur à 1000 ou 1100 kilogrammes transportés à 1 kilomètre de distance.

Ce mode de transport n'est d'ailleurs praticable qu'avec de très-faibles inclinaisons; au delà de 4 à 5° l'ouvrier ne pourrait plus circuler qu'avec désavantage; la brouette pèserait trop sur

lui dans les montées et l'entraînerait dans les descentes. Ces difficultés ont réduit l'usage de la brouette aux mines métalliques, où les transports sont peu considérables et les travaux réguliers. Dans les mines qui donnent lieu à de grands transports, l'usage en a été assez généralement abandonné.



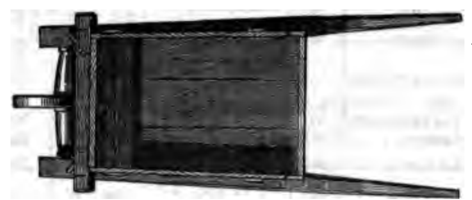


Fig. 115.

Appliqué à des transports partiels, le brouettage peut être quelquefois préférable à tout autre système. On profite d'ailleurs de la construction des brouettes pour obtenir le mesurage des quantités transportées. Celle qui est représentée fig. 115 est souvent employée ; sa capacité est de 110 litres et compte pour 1 hectolitre ; sa construction, d'ailleurs solide, peut être adoptée comme type d'une des formes les plus convenables.

Traînage. — Le *traînage* s'exécute au moyen de bennes posées sur des patins, auxquelles les traîneurs sont attelés par des bricoles. Le poids ordinaire de ce véhicule est de 33 kilog. ; l'on y charge de 60 à 80 kilog. dans les galeries basses qui ont moins d'un mètre de hauteur, et 120 à 160 kilog. dans les galeries élevées.

Ce mode de transport convient mieux que le brouettage dans les galeries inclinées ; il comporte une inclinaison de 16° ; mais, pour remonter les pentes, on commence à 12° à faire aider le traîneur par un enfant pousseur. Les distances ou relais sont, en moyenne, de 100 mètres.

L'effet utile d'un traîneur est très-variable ; il sera de 250 à 300 kilog. transportés à 1 kilom. pour les galeries basses dont le sol est mauvais ; il sera de 500 kilog. à 1 kilom. dans les

galeries élévées. Il atteint jusqu'à 800 et 1000 kilog. dans les meilleures conditions de la voie, et lorsque les traîneurs travaillent à forfait. Le tableau suivant résume les principaux résultats du traînage dans les mines de la Loire.

TABLEAU DE L'EFFET UTILE DES TRAINEURS DANS LES MINES DE LA LOIRE.

NOMS des MINES.	DISTANCES.	INCLINAISONS.	CHARGES EN HOUILLE.	VOYAGES.	TRANSPORT (kil. transporté à 1 kilom.)	OBSERVATIONS.
	m.	degrés.	kil.			
Les Prêcheurs.	60	0	60	56	201	Galeries de $0^m,80$.
Couzon.......	62	0	80	50	248	Galeries d'un mètre.
La Chana.....	102	16 sur 85^m 0 sur 17^m	110	35	393	Galeries de $1^m,60$. — Mauvais chemins.
La Roche.....	210	12 sur 47^m 0 sur 163^m	90	28	529	
Le Brûlé.....	140	— 14	120	32	538	Galeries de plus de $1^m,60$. — Chemins à divers états d'entretien.
La Chaux. ...	150	6	130	35	663	
Soleil........	197	0	119	30	703	
Gagne-Petit...	150	— 6	110	44	726	
Genets.......	120	0	115	55	759	
Côte-Thiolière.	178	0	125	37	810	
Treuil.......	100	0	120	85	1020	Galeries de $1^m,50$.— Chemins excellents. Transports à l'entreprise.

Le traînage se fait aussi au moyen de chevaux attelés soit à une benne double, soit à deux bennes ; on les emploie de préférence à l'homme dans les grandes voies de roulage lorsque les distances à parcourir dépassent 150 mètres. Ces deux méthodes sont ordinairement combinées de telle sorte que les traîneurs amènent les bennes par les petites galeries sur les grandes voies, où elles sont prises deux à deux par les chevaux, dont la charge est ainsi de 66 kilog. en poids mort et de 200 à 400 kil. en poids utile. Le chiffre de l'effet utile du cheval varie de 800 à 1100 kilog. à 1 kilom. pour les voies dont le sol est en mauvais état, et de 1500 à 2500 pour les voies en bon état de service. Le tableau suivant indique l'influence de l'état de la voie et de son horizontalité sur l'effet utile de ce moyen de transport.

TABLEAU DE L'EFFET UTILE DES CHEVAUX APPLIQUÉS AU TRAINAGE DANS LES MINES DE LA LOIRE.

NOMS des MINES.	DISTANCES.	INCLINAISONS.	CHARGES EN HOUILLE.	VOYAGES.	TRANSPORT (kil. transporté à 1 kilom.)	OBSERVATIONS.
	m.	degrés.	kil			
Martoret	100	0	200	36	720	Mines du bassin de Rive-de-Gier, à sol mobile, dont les chemins sont en général assez mauvais et mal aérés.
Id	200	0	200	22	880	
Id	300	0	200	19	1140	
Grand'-Croix	150	— 3	200	31	930	
Id	200	— 5	200	28	1120	
Salomon	160	0	220	50	1760	
Côte-Thiolière	215	2	240	36	1858	Mines de Saint-Étienne, mieux aérées et à chemins meilleurs que les précédentes.
Brûlé	150	— 3	450	28	1890	
Gagne-Petit	150	— 6	440	32	2112	
Id	350	— 6	440	18	2772	

Lorsque la pente d'une galerie dépasse 6 à 8° et va jusqu'à 25°, le cheval doit toujours être utilisé en descendant. On lui fait remonter la charge au moyen d'une poulie de renvoi, et de cette manière on obtient un effet utile bien supérieur à celui qu'il rendrait en remontant directement les bennes. Sur des pentes supérieures, il faut faire glisser les bennes pleines et remonter les vides au moyen d'un treuil, ou mieux encore avoir recours aux plans automoteurs.

Lors donc qu'on devra organiser un service de transports sur le sol des galeries d'une mine, on déterminera les moyens à employer d'après les sections des galeries et leurs conditions de pente et de longueur. Ces moyens adoptés, on appréciera, d'après l'état des voies de service, l'effet utile qu'on peut attendre des hommes et des chevaux, et l'on pourra prescrire à l'avance la tâche à exiger de chacun. Pour les passages à forte pente, 12 ou 15° par exemple, on calculera les longueurs pour le triple de ce qu'elles sont réellement, et on ajoutera en outre un pousseur de renfort.

Le service des transports se fait ordinairement par les ouvriers les plus jeunes ; on y emploie même les enfants à partir

de quatorze ans. Les chevaux doivent être choisis petits et bien portants ; leur écurie sera placée près des puits et planchéiée de manière à être préservée de l'humidité. Les galeries où ils circuleront devront avoir au minimum $1^{m},70$ de hauteur et $1^{m},60$ de largeur, afin qu'ils puissent se retourner.

Dans les conditions ordinaires, les transports imposés par tâche à exécuter dans un poste (journée de huit heures), ou exécutés à l'entreprise par des sociétés de mineurs, dont le prix moyen est de 2 francs par poste, reviennent approximativement aux prix suivants :

TRANSPORTS SUR LE SOL DES GALERIES.

		fr.
Prix pour 100 kilog. à 100 mètres de distance.	Porteurs.	0,080
	Brouetteurs et traîneurs.	0,030
	Chevaux traîneurs. . .	0,017

Lorsqu'on a établi un service de transport, il ne faut pas s'arrêter, pour le calcul des dépenses et de l'effet utile obtenu, aux chiffres qui résultent des premiers temps de ce service. On doit attendre que les ouvriers aient contracté l'habitude de ce travail, habitude qui peut augmenter les résultats du simple au double. Ainsi, dans les mines du Mexique, lorsqu'on substitua les transports par traînage et roulage à l'emploi des porteurs, on éprouva les plus grandes oppositions de la part des ouvriers. L'habitude du portage avait en effet développé leur force, de manière à leur faire supporter pendant longtemps ce genre de travail, tandis que le traînage les fatiguait très-promptement.

ROULAGE SUR VOIES PERFECTIONNÉES.

Les transports sur le sol des galeries nécessitent un entretien de la voie d'autant plus coûteux que le sol est plus humide et moins résistant. Lorsqu'on a des transports actifs et des trajets au delà de 100 mètres, cet entretien conduit presque toujours à adopter les voies perfectionnées. Dans les mines métallifères, la nature de la roche, souvent très-dure, et dont la surface inégale

ne peut se prêter au traînage, oblige à construire immédiatement des voies perfectionnées soit en bois, soit en bois et fer.

Les voies en bois sont composées de madriers formant la voie, sur lesquels sont clouées deux lignes de longrines, de manière à produire un rebord de chaque côté ; les roues des chariots sont maintenues sur la surface des madriers par ces rebords latéraux.

Les voies en bois et fer se composent soit d'une bande de fer clouée sur longrines, soit de barres maintenues sur champ, comme de véritables rails, au moyen de traverses placées de distance en distance. Dans cette dernière disposition, on évite généralement l'emploi des chairs ou coussinets, en faisant des entailles dans les traverses et y calant le rail par des coins en bois.

Les chariots destinés à rouler sur ces voies perfectionnées font partie essentielle des divers systèmes.

Dans les mines métallifères d'Allemagne, où les chemins de bois sont d'un usage très-répandu, les chariots sont faits sur un modèle particulier, qu'on appelle *chien de mine*.

La voie est composée de deux lignes de madriers, laissant un petit intervalle entre eux, avec une disposition qui maintient les roues du chariot ou *chien* sur les madriers.

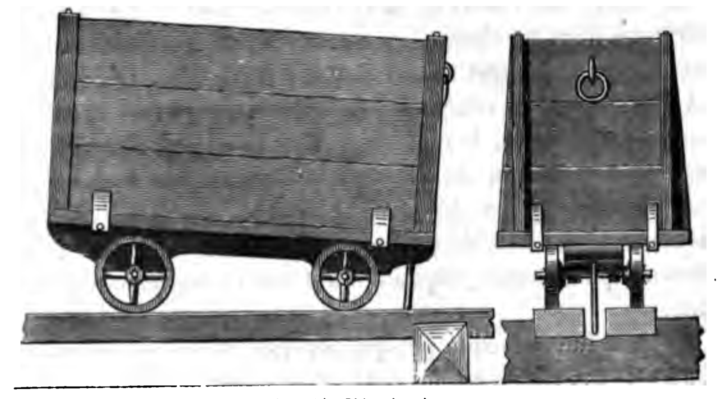


Fig. 114. *Chien de mine.*

Le chien de mine (fig. 114) se compose d'une caisse posée sur

un train à quatre roues; la caisse est fixe et s'ouvre sur le devant, la face correspondante étant mobile au moyen de charnières placées à la partie supérieure. Le train consiste en une flèche formée d'un large madrier sur lequel repose la caisse, de deux essieux carrés fixés en travers de cette flèche, et de quatre roues à jantes plates tournant sur les fusées de ces essieux (fig. 115). Les roues de devant sont plus petites que les roues de derrière, de sorte que tout le système incline vers l'avant; enfin, la direction du train est souvent maintenue par une barre de fer placée verticalement devant la flèche et engagée dans le vide que laissent entre eux les deux madriers qui forment la voie. Cette pièce, appelée le *clou*, peut être armée d'une petite roulette horizontale qui en diminue les frottements latéraux. Lorsqu'on fait rouler un chien sur sa voie, le clou maintient le chariot dans sa position normale, il permet de supprimer les longrines destinées à former les rebords latéraux de la voie.

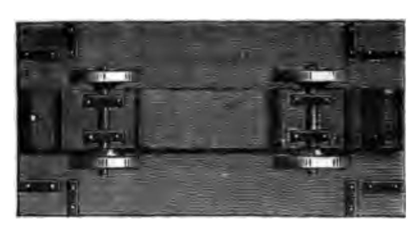


Fig. 115. *Vue en dessous.*

La charge des chiens de mine varie de 150 à 250 kilog.; avec cette dernière charge, un rouleur aidé d'un enfant produit dans son poste un effet utile de 1400 à 1500 kilog. transportés à 1 kilomètre. Les relais sont de 80 à 100 mètres; dans les croisements de voie, le rouleur soulève l'arrière de manière à faire pivoter le train sur les roues de l'avant. On a construit dans quelques mines des chiens contenant jusqu'à 500 kilog. de minerai; et, dans de bonnes conditions de voie, deux rouleurs ont pu atteindre jusqu'à 3000 et 3500 kilogrammes d'effet utile.

Aujourd'hui la facilité presque générale de se procurer des bandes de fer, si ce n'est des rails, a fait substituer dans presque toutes les mines l'emploi des chemins de fer à celui des chemins de bois.

Le type du chemin de fer de mine se compose, ainsi que l'indique la fig. 116, de barres de fer méplat posées de champ et maintenues par des coins dans des traverses entaillées ; les dimensions le plus ordinairement adoptées sont : pour le rail, 0m,014 d'épaisseur, sur une hauteur de 0m,70 ; pour les traverses, 0m,11 d'équarrissage, en les espaçant de 0m,065 ; les entailles pour recevoir les rails ont 0m,035 de profondeur ; l'écartement de la voie est en moyenne de 0m,50 [1].

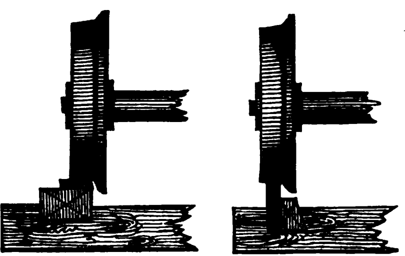


Fig. 116. *Chemins de fer de mine.*

Dans ces conditions de construction, le devis du chemin peut être ainsi établi :

	Par mètre de voie.
Fer pesant 16 kilogrammes.	5,60
Traverses en chêne à 1 fr. l'une, pour 0,65 d'écartement. .	1,50
Pose, déblais et remblais.	0,60
Prix du mètre de voie. . .	7,70

NOMS DES MINES.	DISTANCE des TRAVERSES	DIMENSIONS DES BARRES		POIDS DU FER par mètre de voie.	POIDS DES CHARS chargés.	LARGEUR de LA VOIE.
		verticales	horizont.			
	m.	m.	m.	kil.	kil.	m.
Janon	0,66	0,059	0,013	11,32	1150	0,72
Frontignat	1,00	0,054	0,018	14,36	740	0,80
Roche-la-Molière	1,00	0,068	0,011	10,82	780	0,80
Gagne-Petit	0,65	0,045	0,013	8,54	600	0,65
Charles	1,00	0,054	0,007	5,58	500	0,80

Dans les courbes, on double les traverses pour éviter la

[1] Le tableau ci-dessus indique les diverses conditions d'établissement des chemins de fer de mine et les charges qu'on leur fait supporter.

flexion du rail extérieur, et on élève ce rail de 2 ou 3 centimètres au-dessus du rail intérieur. Sur des chemins ainsi établis, les chariots descendront seuls à la pente de $0^{m},006$ par mètre; dans les mines boueuses, il faut $0^{m},01$ de pente. Pour les croisements de voie, on ne met pas ordinairement d'aiguilles, et les rouleurs soulèvent l'arrière du chariot pour engager les roues de devant dans la voie qu'ils veulent suivre.

Le grand avantage des chemins de fer ainsi construits est, d'abord, d'être en harmonie avec les dimensions de toutes les galeries, et de convenir également aux diverses parties d'une mine, et, en second lieu, de pouvoir se démonter et se remonter rapidement, de manière à faciliter le déplacement des voies à mesure que les chantiers d'abatage avancent et se déplacent. Aussi a-t-on généralement préféré ce mode de construction à celui des longrines garnies de bandes de fer clouées (fig. 116), quoique ce dernier mode de construction soit sensiblement plus économique, car le fer employé par mètre de voie, ayant $0^{m},029$ de largeur sur $0^{m},009$ d'épaisseur, ne pèse que 3 kilog. 90. La consommation du bois est, il est vrai, plus forte; mais, somme totale, un chemin dans les mêmes conditions que le précédent ne revient pas à plus de 5 fr. 50 par mètre de voie.

Outre ces deux modes de construction, quelques mines en ont adopté une autre (fig. 117) qui se distingue par quelques avantages, dont le principal est de pouvoir circuler avec une très-grande vitesse sans dérailler. Le chemin est composé de deux cornières fixées sur des longrines; la roue est à jante coupante, de manière à réduire les frottements latéraux autant que possible.

Fig. 117.

Dans les mines d'Anzin, on fait rouler sur des rails en fer méplat des roues à jantes creusées en forme de gorge de poulie.

La principale difficulté de l'application des chemins de fer dans les mines résulte des courbes de 2 à 3 mètres de rayon

qu'on ne peut éviter dans les croisements de galeries ; c'est par la construction des chariots qu'on s'est efforcé de surmonter cette difficulté.

Les chariots employés sont des chars à caisse ou des plates-formes (fig. 118) sur lesquelles on pose les bennes qui doivent être montées à l'extérieur. Ce dernier mode a l'avantage d'éviter les transbordements, qui, outre les frais qu'ils occasionnent, donnent souvent lieu, pour la houille par exemple, à un notable déchet. Les bennes ainsi conduites depuis les tailles où on les charge jusqu'à l'orifice des puits, reçoivent une marque adoptée sur chaque sentier, et ceux qui les reçoivent au jour voient immédiatement de quelles tailles elles proviennent et à quelle compagnie de mineurs elles doivent être comptées. Peu importe d'ailleurs le mode de construction adopté pour les caisses ou les plates-formes, les dispositions qui ont pour but la circulation dans les courbes ne devant porter que sur la construction du train.

Ce train est composé de quatre roues en fonte avec rebord intérieur, leur diamètre moyen est de 0^{m},25 et la saillie du

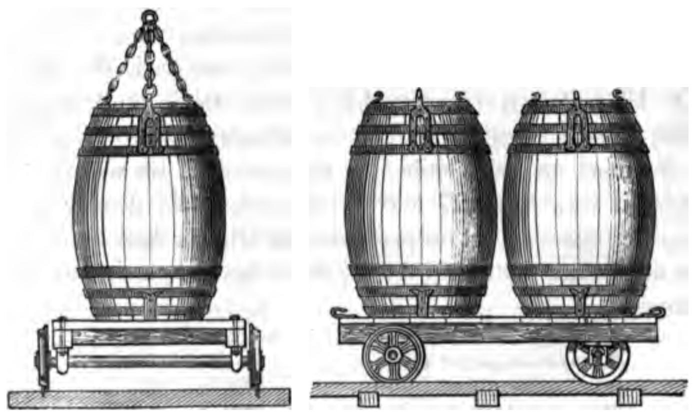


Fig. 118. *Plate-forme recevant deux bennes.*

rebord de 0^{m},020. Lorsque ces roues sont calées sur des essieux qui tournent dans des boîtes, comme dans les grands chemins

de fer, il faut, pour franchir aisément des courbes de 2 à 3 mètres de rayon, que l'écartement des essieux mesuré d'axe en axe ne passe pas $0^m,40$; l'écartement peut être porté à $0^m,70$ si les roues sont mobiles sur les essieux fixes, ou bien si elles sont calées sur quatre essieux, chaque roue ayant un essieu particulier, de telle sorte que dans l'un et l'autre cas les roues

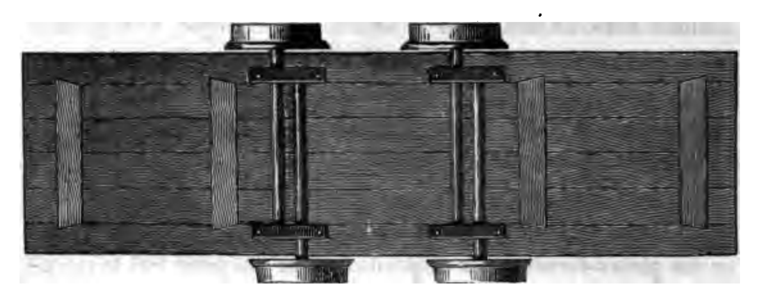


Fig. 119. *Train à quatre essieux.*

puissent prendre des vitesses différentes (fig. 119). Le jeu entre le rail et le rebord doit être de $0^m,005$. Dans ces conditions, les essieux fixes, convenablement espacés, peuvent être adaptés à presque tous les cas de circulation souterraine.

Le poids chargé dans les waggons de mine varie de 500 à 800 kilogrammes. Or, quand il s'agit d'établir un transport actif, une des questions les plus importantes est le rapport du poids mort au poids utile. On sait que, dans les voitures de terre, il varie de $0^m,27$ à $0^m,38$ du poids total ; dans le traînage des mines, il est ordinairement de $0^m,25$: dans les divers cas de roulage souterrain il a été établi dans les conditions suivantes :

	Poids mort.	Poids utile.
Plates-formes portant 4 bennes. .	345	600 kilog.
Plates-formes portant 2 bennes, .	340	400 »
Waggons à caisse fixe.	180	600 »
Waggons à bascule.	355	750 »

Le poids mort est donc pour ces divers cas 0,37, 0,45, 0,23, 0,32 du poids total. On devra, dans les constructions de wag-

gons, s'efforcer de réduire les dimensions des bois et des fers aux strictes nécessités du service.

On a établi dans les mines de la Grand'Croix (Rive-de-Gier) un chemin de fer à un seul rail, qui mérite d'être mentionné parce qu'il réduit le poids mort à ce qu'il est dans le traînage, c'est-à-dire à 0,25. Ce chemin de fer, attaché à chaque cadre du boisage au moyen de deux pièces de bois (fig. 120), consiste lui-même en longrines sur lesquelles on a fixé le rail. Une poulie supporte la benne au moyen d'un fléau en fer et d'une tige coudée qui reporte le centre de gravité du système dans l'axe du chemin de fer (fig. 121). On a disposé aux points d'arrivée et de départ une plate-forme sur laquelle les patins de la benne suspendue viennent se poser, de sorte que l'ouvrier rouleur n'ait pas besoin de soulever la charge. Ce mode de construction ne s'est pas répandu à cause des inconvénients qui résultent du ballottement des waggons, bennes ; il paraît cependant susceptible d'être amélioré, et conviendrait surtout aux mines où le sol est mauvais et d'un entretien coûteux.



Fig. 120. *Galerie de roulage de la mine de la Grand'Croix, à Rive-de-Gier.*

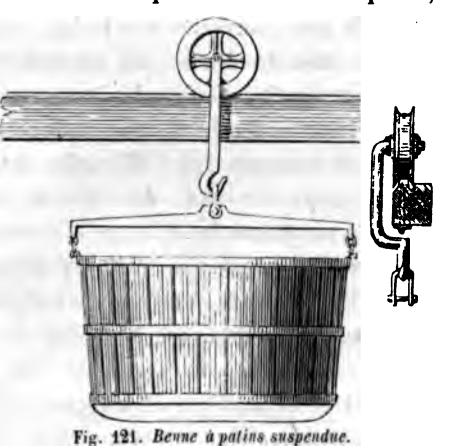


Fig. 121. *Benne à patins suspendue.*

Les chemins de fer souterrains sont établis généralement dans des galeries d'allongement, suivant la direction des gîtes,

galeries dont les pentes sont très-peu sensibles. Lorsqu'on veut les utiliser dans les galeries qui suivent l'inclinaison et qui offrent des pentes de 10, 20° et au delà, on doit les établir sous forme de plans automoteurs. Les waggons y circulent attachés par une corde passant sur une poulie, ce qui permet de remonter les waggons vides, en faisant descendre les waggons pleins. Sur la poulie est placé un frein qui permet à l'ouvrier de régler la vitesse de la descente.

Pour faire remonter de fortes pentes à des waggons pleins, cas fort rares dans les mines, on peut se servir de chevaux marchant sur une galerie de niveau et tirant la charge au moyen d'une poulie de renvoi. L'effet utile du cheval n'est ainsi diminué que dans une faible proportion.

Les chemins de fer établis dans les mines ont encore à profiter de nombreux perfectionnements apportés dans les grands chemins de fer établis à la surface ; ainsi, par exemple, pour la circulation dans les courbes, le système de M. Arnoux serait certainement d'une application facile ; le premier waggon, armé, comme les chiens de mines, d'un clou à galet directeur, suffirait pour gouverner des trains composés de plusieurs waggons montés sur des essieux articulés ; pour le retour, le clou directeur serait retiré et placé au waggon de l'autre extrémité.

La forme et les détails de construction des waggons ont une influence marquée sur l'effet utile obtenu des rouleurs, aussi ces waggons doivent-ils être étudiés avec un soin tout spécial.

La forme détermine la capacité du waggon, ainsi que la répartition de la charge qui rend les déraillements plus ou moins rares ; les détails de construction influent sur la facilité du roulage, sur sa rapidité, sur la facilité de tourner partout où cela est nécessaire, de charger et de vider le charbon, enfin sur la durée et les réparations du waggon.

Ces considérations feront apprécier l'importance de quelques perfectionnements récemment apportés à la construction des waggons de mine par M. Cabany, ingénieur à Anzin.

M. Cabany établit d'abord que le waggon le plus avantageux

au transport souterrain est celui qui, toutes choses égales d'ailleurs, a le moins de hauteur au-dessus des rails. Le waggon qu'il a construit d'après ce principe (fig. 122 et 123), peut en effet circuler dans des galeries plus basses; les déraillements, moins à craindre par suite de l'abaissement du centre de gravité, ont aussi moins d'inconvénients; enfin, pour une section donnée de galerie, la capacité du waggon peut être plus grande et le chargement plus facile. Le meilleur moyen pour arriver au minimum de hauteur est d'employer des essieux coudés. Ces essieux permettent en outre d'employer de plus grandes roues, sans augmenter la

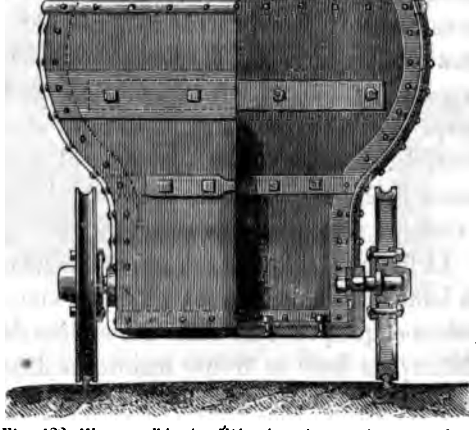


Fig. 122. *Waggon d'Anzin. Élévation et coupe transversale.*

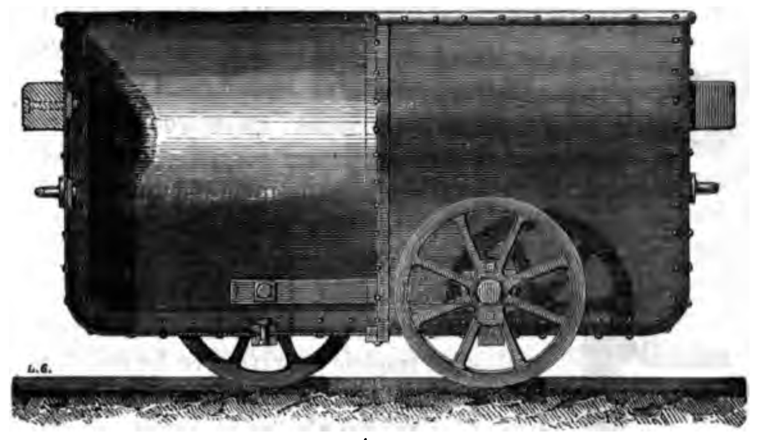


Fig. 123. *Waggon d'Anzin. Élévation et coupe longitudinale.*

hauteur du waggon, condition essentielle d'où résulte une plus grande facilité de traction.

L'essieu de M. Cabany se compose de trois pièces : l'essieu coudé (fig. 124) et les deux fusées (fig. 125) qui se boulonnent dans les deux trous carrés indiqués sur l'essieu, en le réunissant par leur serrage à la caisse du waggon. De cette manière les réparations, qui portent toujours sur les fusées et non sur le corps de l'essieu, se font rapidement et aussi simplement que possible. Ces fusées nous conduisent à décrire le système de *roues patent* employé dans beaucoup de mines, qui présente des avantages réels sous le rapport du graissage.

La fusée *patent* porte une rondelle saillante qui s'engage dans la boîte fermée de la roue ; à l'aide d'une contre-plaque en deux pièces et qui peut être d'une seule pièce dans le cas des essieux Cabany, la fusée se trouve maintenue dans la roue par l'emprisonnement de cette rondelle. L'extrémité de la boîte, qui reste vide, sert de réservoir pour l'huile, qui se trouve ainsi employée sans fuite possible. Une vis sert de bouchon de manière à pouvoir remplacer l'huile à mesure qu'elle se consomme. La boîte n'a besoin d'être remplie qu'environ une fois par quinzaine, de sorte qu'il y a à la fois économie d'huile et de main-d'œuvre dans le graissage.

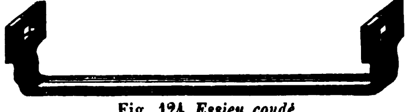


Fig. 124. *Essieu coudé.*

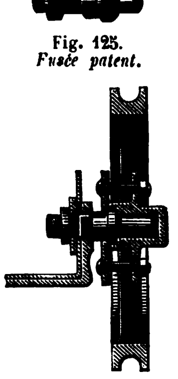


Fig. 125. *Fusée patent.*

Fig. 126. *Essieu patent.*

Quant aux roues, elles se font en fonte moulée en coquille, afin d'obtenir des jantes dures ; les rayons sont ordinairement en fonte ; quelquefois on emploie des rayons en fer pris dans la fonte. Dans tous les cas, on cherche à obtenir des roues qui réunissent, autant que possible, les deux conditions de légèreté et de solidité que l'on cherche à concilier. On emploie des roues aussi grandes que le permet la hauteur des

galeries dans lesquelles les waggons doivent circuler; un diamètre 0m,20 est un minimum, et l'on doit adopter 0m,35 comme une bonne moyenne. M. Cabany emploie à Anzin des roues pleines, ondulées, dont la figure 127 indique la disposition. Ces roues, fondues d'une seule pièce, présentent une grande solidité; l'épaisseur ondulée qui remplit l'espace annulaire compris entre la jante et le moyeu n'est que de 0m,005, pour un diamètre utile de 0m,34, de telle sorte que la roue est en réalité moins lourde que si les rayons étaient en fonte. Un trou est ménagé pour l'introduction d'une barre ou cheville d'enrayage.

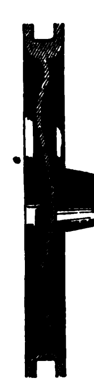



Fig. 127. *Roue pleine.*

Les figures 122 et 123 représentent, en coupe et élévation, le waggon de M. Cabany.

Plusieurs perfectionnements ont été apportés, à Anzin, dans la construction des voies. Ainsi le rail est une simple barre de fer méplat dont la surface est arrondie, et sur laquelle roulent des roues creusées en forme de poulie. Le double rebord de ces roues rend les déraillements moins fréquents; les traverses sont en fer, et les coussinets sont rivés dessus. Cet ensemble de dispositions rend les chemins de fer plus solides et plus faciles à déplacer.

Moteurs. — Les hommes et les chevaux sont employés comme moteurs pour le service des transports sur chemin de fer; leur effet utile est considérable, comparé aux autres modes. Ainsi un rouleur transporte dans les mines de la Loire jusqu'à 5500 kilogrammes à 1 kilomètre pendant sa journée de dix heures. Dans les mines d'Anzin, l'effet utile d'un bon herscheur a même at-

teint 6000 kilogrammes. L'effet utile des chevaux est augmenté dans une proportion encore plus remarquable; ainsi, dans sa journée, un bon cheval transportera de 30 000 à 40 000 kilogrammes à 1 kilomètre, suivant l'état des voies et du matériel.

Transformant ces résultats pratiques en dépense, on trouve que, dans les conditions moyennes, les transports faits sur les chemins de fer doivent coûter :

Pour 100 kil. transportés à 100 mètres de distance.	Pour les rouleurs.	0,0045
	Pour les chevaux.	0,0012

Les moindres détails de la construction et de l'entretien du matériel et de la voie ayant une influence très-prononcée sur les résultats du roulage, l'ingénieur d'une mine doit apporter les plus grands soins à cette importante partie du service. Le graissage des roues doit se faire chaque jour pour les chars qui travaillent beaucoup, et, lorsqu'on donne les transports à l'entreprise, il est essentiel d'y joindre l'entretien du matériel, afin que les mineurs aient un intérêt direct à le soigner.

Il faut veiller à ce que les attaches des bricoles ou des palonniers de tirage ne soient pas placées trop bas; car le train, soulevé par la traction, serait exposé à sortir de la voie.

Il y a environ dix ans, la difficulté de trouver des herscheurs en assez grand nombre détermina les exploitants du nord de la France et de la Belgique à employer les chevaux pour tous les roulages importants. Cette mesure nécessitait l'exhaussement des galeries de manière à obtenir une hauteur minimum de 1^{m},60 sous bois, ce qui entraînait à la fois des dépenses et des chômages. Pour apprécier les avantages que pouvait présenter l'emploi des chevaux, on fit à cette époque des expériences comparatives très-suivies.

Le tableau ci-après, page 338, résume les expériences qui furent faites à cette époque dans les houillères de Vicoigne par M. de Bracquemont, ingénieur directeur.

Ces expériences sont d'autant plus concluantes qu'elles ont

été faites en appliquant les chevaux au petit matériel roulé par les herscheurs.

Dans quelques mines de l'Angleterre, les transports ont atteint un tel développement, que des chemins de fer souterrains y ont été établis dans les mêmes conditions que les chemins de fer de la surface. On y emploie des waggons de grand modèle, et même des machines locomotives. Dans ces cas exceptionnels, la construction des voies et du matériel réclame des études spéciales pour lesquelles nous renvoyons au traité de la construction des chemins de fer de M. Perdonnet.

Dans certaines mines de l'Allemagne, notamment au Hartz, on a construit des galeries d'écoulement de manière à y maintenir constamment 1 mètre à $1^m,30$ d'eau, et l'on s'en est servi comme de canaux pour les transports souterrains.

Les bateaux dont on se sert au Hartz pour cette navigation souterraine portent une charge de 7500 kilogrammes. Une corde de halage est suspendue au faîte de la galerie, de sorte que, pour mettre le bateau en mouvement, le haleur saisit cette corde et pousse le bateau avec les pieds. Il peut ainsi produire dans sa journée un effet utile de plus de 30,000 kilogrammes transportés à 1 kilomètre.

COMPARAISON DES EFFETS UTILES OBTENUS PAR LES CHEVAUX ET LES HERSCHEURS

POUR LE TRANSPORT SOUTERRAIN DANS LES MINES DE VICOIGNE.

Longueur du parcours en mètres.	TRANSPORT INTÉRIEUR EFFECTUÉ AVEC UN CHEVAL.							TRANSPORT PAR HERSCHEURS.							Différence en économie réalisée par mois avec un cheval, en comparant son travail au même travail fait par des herscheurs.
	Charge par voyage pour un cheval en kilogrammes	Pour la journée de travail d'un cheval.			Pendant un mois de travail.		Effet utile du cheval en kilog. transportés à 1000 m. par journée de travail.	Nombre de tiernes de 35 m. ou 40 m.	Nombre de herscheurs employés pour rouler par jour le nombre de bennes indiqué.	Pour la journée de travail d'un herscheur.			Cout du transport par mois pour rouler, par herscheur, le nombre de bennes indiqué.	Effet utile par jour d'un herscheur, en kilogr. transportés à 1000 m.	
		Nombre de voyages.	Espace parcouru à charge.	Nombre de bennes roulées.	Nombre de bennes roulées.	Dépenses du cheval et de son conducteur.				Nombre de voyages.	Nombre de bennes roulées.	Espace parcouru à charge.			
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
								tierm.					fr. c.		fr. c.
100	Onze chariots d'une capacité de 2 h. 66 (252 k. 70 de charbon). Total 2780 k. La benne d'extraction contenant 7 h. 80, chaque voyage en représente 3 k. 75.	26	2600	97 50	2535	139 fr. 40	7228	2.86	4.00	74.40	24.47	7346	217 53	1215	77 95
150		24	3600	90.00	2540	Cheval. . 2 fr. 50 par jour. Conducteur. 2 fr. 30 — Le dimanche. 1 fr. 15.	9808	4.28	5.50	49.05	16.35	7356	300 30	1856	160 90
200		21	4200	78.75	2047		11676	5.71	6.42	56.78	12.26	7356	350 70	1858	211 30
250		20	5000	75.00	1950		13900	7.14	7.54	29.43	9.81	7356	417 58	1858	278 18
300		19	5700	71.25	1872		15846	8.57	9.17	24.93	8.51	7356	481 52	1858	341 95
380		18	6500	67 50	1755		17514	10.00	9.64	21.00	7.00	7356	522 47	1858	386 07
400		17	6800	63.75	1657		18904	11.42	10.40	18.39	6.13	7356	567 65	1858	428 05
450		16	7200	60.00	1560		20016	12.85	11.00	16.35	5.45	7356	601 23	1858	461 83
500		15	7500	56.25	1462		20850	14 28	11.47	14.70	4.90	7390	626 74	1858	487 34
600		14	8400	52.50	1365		23352	15.00	11.27	13.98	4.66	8400	614 25	2122	474 85
700		13	9100	48.75	1267		25298	17.50	12.19	12.00	4.00	8400	665 17	2122	525 77
800		12	9600	45 00	1170		26688	20.00	12 85	10.50	3.50	8400	701 82	2122	562 42
900		11	9900	41.25	1072		27522	22.50	13.26	9.33	3,11	8400	725 40	2122	584 00
1000		11	11000	41.25	1072		30580	25.00	15.45	8 40	2.80	8400	803 77	2122	664 37
1200		11	13200	41.25	1072		36696	30.00	17.70	6.99	2.33	8400	914 54	2122	825 14

OBSERVATIONS SUR LE TABLEAU PRÉCÉDENT.

De 0 mètre à 525 mètres les herscheurs sont payés à raison de 2 fr. 10 par tierme ou relais de 35 mètres, pour rouler 70 bennes de la capacité de 7hect.,80. Au delà de 525 mètres ou 15 tiermes, les tiermes sont de 40 mètres l'un, sur toute la longueur du parcours.

Le roulage se fait partie par chevaux et partie par herscheurs; sur 800 mètres de parcours on donne, par exemple, 500 aux chevaux, 300 aux herscheurs. Les herscheurs roulent sur ces 300 mètres au compte ordinaire. Cependant à la fosse n° 1 on a dû mettre les tiermes à 30 mètres, ayant 9 tailles à desservir sans plans inclinés. Au n° 2, où il y avait 16 tailles, les herscheurs roulent sur 9 tiermes avec des tiermes de 35 mètres, et gagnent leur journée en 9 heures. On peut très-facilement obtenir des chevaux les effets utiles indiqués dans le tableau ci-joint.

L'exhaussement des galeries à 1m,60 de hauteur coûte, tous frais compris, 5 fr. par mètre, sans compter la valeur du bois. On évite le rauchage ordinaire coûtant 2 fr. 50 par mètre.

TRANSPORT SUR LES VOIES INCLINÉES.

Le roulage souterrain s'effectue principalement dans des galeries d'allongement ou *chassages* en direction, soit dans des

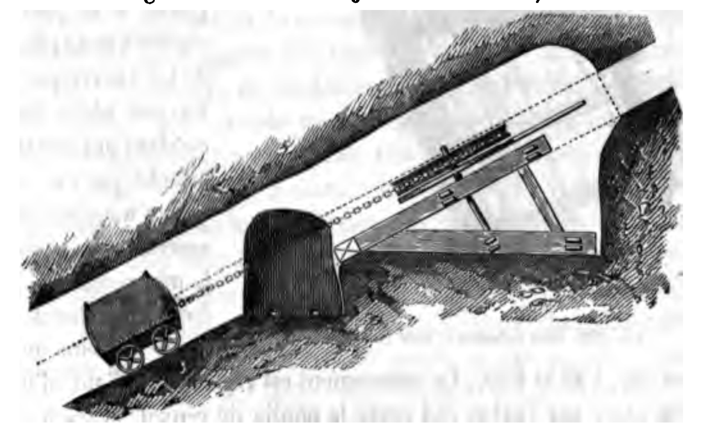


Fig. 128. *Plan automoteur.*

galeries de traverse ou bouveaux dont les pentes sont en général

faibles et dans le sens du transport. Les waggons pleins descendent aidés par ces pentes de 5 à 7 millimètres par mètre, ils sont ensuite remontés à vide pour retourner aux tailles. Dans beaucoup de cas le transport se complique par l'intercalation de voies inclinées avec pente de 10 à 80 degrés.

Le roulage doit être d'abord organisé de telle sorte que les waggons pleins aient toujours à descendre ces fortes pentes et jamais à les remonter. Ceci posé, on établit sur chaque voie inclinée un plan automoteur. Ce plan automoteur se compose de deux voies en fer et d'une poulie de renvoi placée à la partie supérieure du plan, de telle sorte que le waggon plein descendant puisse être attaché par un câble au waggon vide ascendant, et que le mouvement s'effectue naturellement et sans moteur (fig. 128 et 129). Ce mouvement est régularisé à l'aide d'un frein placé sur l'arbre qui porte la poulie de renvoi, et les waggons peuvent ainsi descendre les voies inclinées avec des frais minimes.



Fig. 129. *Plan automoteur avec berceau porteur.*

Les voies inclinées sont ordinairement perpendiculaires aux

grandes voies d'allongement. Lorsque l'inclinaison est faible, les waggons peuvent être retournés en bas et en haut du plan automoteur, il suffit de disposer pour faciliter le mouvement des paliers recouverts de plaques de fonte. Ainsi, dans la figure 128, qui représente l'établissement d'un plan automoteur pour une faible inclinaison, la berline ascendante, lorsqu'elle sera parvenue sur le palier de la galerie, devra être retournée pour en prendre les rails.

Lorsque l'inclinaison est forte, on évite cette manœuvre en recevant le waggon à descendre sur un porteur, sorte de berceau triangulaire en bois ou en fer, dont la base suit l'inclinaison du plan, tandis que la surface présente des rails horizontaux. Le waggon est reçu sur ce berceau porteur et descendu devant les rails de la voie inférieure sans avoir besoin d'être retourné.

La figure 129 représente un porteur ainsi disposé à l'entrée d'une galerie, pour en recevoir les waggons et les descendre sur une pente rapide. La corde de suspension est enroulée sur un tambour supérieur qui porte le câble du waggon ascendant et le frein de manœuvre.

La planche IV, qui représente une exploitation par gradins renversés, indique la disposition d'un de ces plans automoteurs qui reçoit les waggons de charbon provenant de l'abatage des gradins supérieurs et les descend de la voie ménagée à travers les remblais à la grande voie de fond servant de galerie de roulage et conduisant au bouveau. Ces plans automoteurs sont souvent changés de place à mesure que les tailles s'éloignent, parce qu'on évite, en les tenant rapprochés des tailles, d'avoir à entretenir de trop longues galeries dans les remblais. Il en résulte que chaque taille a son plan automoteur qui la dessert exclusivement; les waggons arrivent dès lors toujours du même côté, et le plan automoteur n'est disposé que de ce côté pour les recevoir sur un porteur; de l'autre côté, on place un contre-poids réglé de manière à être remonté par la descente du waggon plein et à remonter le waggon vide par son excédant de poids.

A l'aide de ces dispositions, on pourra donc faire circuler les

waggons, bennes à roulettes ou berlines dans toutes les parties d'une exploitation et préparer, en traçant les travaux, les conditions du roulage souterrain de manière à amener les produits au puits d'extraction.

La jonction des galeries de roulage avec le puits d'extraction est ce que l'on appelle l'*accrochage* ou l'*envoyage*. Il doit naturellement y en avoir plusieurs aboutissant au même puits, lorsqu'on a dû établir plusieurs niveaux d'exploitation, mais tous doivent recevoir les mêmes dispositions pour faciliter le transbordement des produits de l'extraction des waggons dans les bennes, ou si on se sert de cages pour faire entrer dans ces cages les waggons tout chargés.

Si l'on doit verser les waggons dans les bennes ou cuffats, on disposera à la jonction du puits d'extraction et de la galerie une fosse de la profondeur des bennes et assez large pour en contenir deux à la fois. De cette manière il y aura toujours une benne en voie de remplissage et les waggons amenés par les rouleurs seront immédiatement versés ainsi que l'indique la figure 130. Le versage et la manœuvre des waggons de roulage sont généralement facilités par des plaques de fonte juxtaposées, formant une aire plane et lisse sur laquelle les rouleurs tournent les waggons. Quant au mode de versage, il est réglé par la construction des waggons qui tantôt sont munis d'une porte mobile, d'autres fois sont formés d'une caisse mobile sur son train.



Fig. 130.

Si les bennes sont amenées directement toutes chargées sur des plates-formes roulantes, suivant la disposition précédemment indiquée, fig. 118, il n'est plus nécessaire de faire une fosse de remplissage; mais le plafond devra être exhaussé de sorte que la benne une fois accrochée puisse être doucement

enlevée par le câble et amenée dans l'axe du puits d'extraction. Ces manœuvres exigent, dans les deux cas, des ouvriers spéciaux dits *enchaîneurs*, qui puissent accrocher les bennes, les décrocher, puis, en les saisissant avec de longs crochets, diriger autant que possible leur première ascension.

ORGANISATION D'UN ROULAGE SOUTERRAIN.

Les données générales qui viennent d'être indiquées conduisent évidemment à cette conclusion, que, pour organiser le roulage souterrain d'une mine importante, une houillère par exemple, on doit poser en principe que les chemins de fer doivent être adoptés pour toutes les voies. Ce principe admis, il reste encore bien des questions à résoudre, quelle largeur de voie doit-on choisir, quels waggons, etc.

On doit d'abord distinguer deux cas : 1° celui des couches puissantes dans lesquelles on perce des galeries larges qui laissent toute latitude à l'organisation ; 2° celui des couches minces dans lesquelles on est assujetti à des voies étroites et peu élevées. Nous examinerons successivement ces deux cas en prenant un exemple d'application pour chacun.

Roulage dans les couches puissantes. — Nous citerons comme exemple l'organisation du roulage dans les mines de Blanzy.

Les galeries, dirigées suivant les prescriptions des méthodes précédemment décrites, sont larges de 2 mètres au moins et ouvertes suivant la direction ou suivant l'inclinaison des couches.

Dans le premier cas, on cherche à les établir avec une pente régulière, de $0^{m},003$ à $0^{m},005$ par mètre vers le puits, de telle sorte que le rouleur n'ait pas plus de fatigue pour remonter les chariots vides que pour traîner les waggons pleins à la descente. Cette condition est facile à remplir lorsque la couche est régulière comme à Lucy ; mais, lorsqu'elle est découpée par des accidents qui lui font éprouver des ressauts, comme dans les

mines du Monceau, les voies aussi régulièrement construites devraient entailler profondément le rocher et même s'y trouver entièrement; on préfère se maintenir autant que possible dans la couche avec des pentes variables et quelquefois même avec des contre-pentes.

Les voies de direction sont d'ailleurs, en même temps, des voies de reconnaissance ouvertes dans la couche, ordinairement au toit ou au mur : on est obligé d'en suivre les ondulations et les accidents, et ce n'est qu'à la fin de ce travail qu'on peut rectifier un peu les courbes et les pentes qui seraient trop onéreuses pour le roulage. Dans toutes ces galeries, qui ont 300, 400, 600 mètres, et quelquefois même atteignent 1000 mètres de longueur, on établit des chemins de fer qui ont $0^m,80$ de voie, et qui sont construites en barres méplates de $0^m,07$ sur $0^m,02$.

Les galeries ouvertes suivant l'inclinaison sont beaucoup moins longues que les galeries d'allongement, et l'on peut, par conséquent, les établir avec plus de facilité suivant les exigences du service. Toutes celles de ces galeries qui sont destinées au roulage, sont établies en plans automoteurs; un double chemin de fer reçoit deux chariots: l'un, qui se trouve du côté des fronts de chargement, est destiné à descendre les produits de l'abatage sur la voie inférieure, puis à remonter à vide; il se trouve équilibré par l'autre chariot qui ne sert que de contre-poids. Ce contre-poids est réglé de telle sorte, qu'il est remonté par la descente du chariot plein, et qu'il redescend en remontant le chariot vide. Un frein appliqué sur la poulie sert à régler la vitesse des manœuvres.

Ces voies d'inclinaison peuvent avoir de 200 à 250 mètres de longueur. On a été quelquefois au delà, mais alors la manœuvre devient difficile, par la difficulté de se faire entendre d'une extrémité à l'autre.

Le système adopté pour les voies de roulage est d'en réduire le nombre autant que possible, et de n'avoir, par conséquent, dans chaque centre d'exploitation, qu'une seule voie de direction, qui se relie à toutes les voies d'inclinaison par une série

de plans automoteurs. Ce système permet de consacrer à la voie de direction tous les fonds nécessaires pour en perfectionner le tracé, de manière à arriver aux meilleures conditions de transport.

Le matériel roulant se rapporte à deux types seulement : le *chariot* et la *benne roulante* ou *berline*.

Le chariot (fig. 131) se compose d'une caisse rectangulaire,




Fig. 131. *Chariot de Blanzy.*

pouvant basculer sur un des essieux, de manière à se vider par la paroi de l'avant, qui est un panneau mobile sur charnière. Cette caisse contient 14 hectolitres, pesant 1120 kilogrammes, et pèse elle-même 320 kilogrammes, ce qui porte le poids mort à 22 pour 100 du poids total roulé.

La benne roulante (fig. 132) contient 10 hectolitres pesant 850 kilogrammes. Elle pèse elle-même de 280 à 300 kilogr., ce qui porte le poids mort roulé à 33 pour 100 du poids total.

On voit que le roulage au chariot doit présenter un effet utile plus considérable que le roulage à la benne, si l'on ne considère que le transport. Mais la benne roulante épargne le déchargement et le rechargement à l'accrochage; elle ménage par conséquent le gros charbon et diminue le personnel, de telle sorte qu'elle compense largement l'inconvénient de sa construction, qui est de rouler une charge moindre, avec un poids mort plus considérable. La benne roulante tend à se substituer au chariot.

Si l'on considère l'ensemble de tous les roulages des mines de Blanzy, on trouve que, y compris l'approchage et les chargements, chaque journée de rouleur a produit $47^{\text{hect.}},22$; c'est-à-dire que, dans les conditions moyennes du travail, il faut un rouleur pour deux mineurs, puisque, ainsi qu'il a été dit précédemment, la production rapportée au mineur est de $23^{\text{hect.}},48$.

Cherchant l'effet utile produit, nous trouvons : que la moyenne des distances parcourues, depuis les fronts d'abatage jusqu'au puits d'extraction, a été de 392 mètres, et que, y compris les chargements, l'effet utile a été pour chaque ouvrier employé au roulage de 3637 kilog. × 392 mèt. = 1480 kilog. transportés à 1000 mètres.

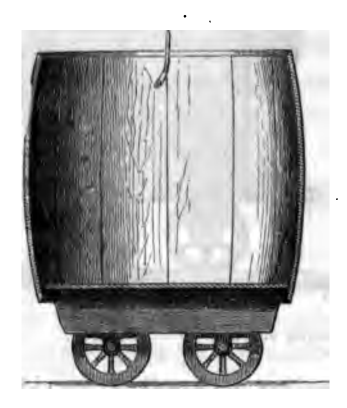




Fig. 132. *Benne roulante.*

Beaucoup de mines présentent des résultats supérieurs ; mais il faut considérer : 1° qu'une grande partie des rouleurs sont des enfants de quatorze à seize ans ; 2° que toutes les manœuvres de l'approchage, des chargements, de la manœuvre des plans automoteurs, sont comprises dans cette moyenne, ce qui ne se fait pas toujours. Décomposons cette moyenne, examinons les cas particuliers, et nous verrons que, dans aucune autre mine, on n'est arrivé à un effet utile aussi considérable qu'à Lucy, par exemple, où, par suite de la régularité des travaux, le roulage se fait dans des conditions très-avantageuses.

A Lucy, n° 2, le poste d'abatage était de 155 bennes de 8 hectolitres, soit 1240 hectolitres, qui étaient roulés dans des chariots de 12 hectolitres par quatre jeunes gens de seize à dix-huit ans; la longueur de la voie était de 545 mètres, avec une inclinaison moyenne de $0^m,01$. Si nous calculons l'effet utile de ce poste de roulage, nous trouvons que les 1240 hectolitres représentaient :

99 200 kil. qui étaient roulés à 545 mèt.
ou 54 064 — à 1000 —
ce qui fait par rouleur 13 516 — à 1000 —

A Lucy, n° 3, l'effet utile était de 12 350 kilog. à 1 kilom. pour des circonstances analogues, mais avec une pente de $0^m,012$.

Aussitôt que les circonstances de pente et de longueur viennent à s'éloigner du type de Lucy, n° 2, l'effet utile diminue rapidement. A la mine de la Carrière, par exemple, le roulage se fait à la benne roulante, sur une voie de 400 mètres, dont les pentes varient de l'horizontale à $0^m,03$, la pente moyenne étant de $0^m,01$. Le poste était de 124 bennes ou 992 hectolitres, pesant 79 300 kilog. roulés par huit jeunes gens, qui faisaient en même temps le chargement. Le travail était donc de 79 360 kilog. × 400 mèt., soit par rouleur, 3968 kilog. transportés à 1000 mèt.

Le résultat baisse aussi lorsque les distances sont moins considérables, et que les rouleurs employés sont des enfants de 14 à 15 ans. Ainsi, par exemple, au puits Harmet, le poste était de 93 bennes de 8 hectolitres, roulées sur une voie de 137 mètres, dont les pentes étaient irrégulières et avec plusieurs contre-pentes, depuis l'horizontale jusqu'à $0^m,02$ par mètre. Ce travail était fait par six enfants qui roulaient ensemble 744 hectolitres, soit :

59 520 kilog. roulés à 137 mètres
ou 8154 — à 1000 —

ce qui fait par rouleur 1369 kilog. transportés à 1 kilomètre.

Ce sont les roulages de cette nature, ainsi que l'adjonction

de tous les manœuvres des plans automoteurs qui réduisent l'effet utile moyen, calculé en tenant compte de tous les ouvriers attachés au transport souterrain.

On doit en effet admettre, en considérant l'ensemble d'une vaste exploitation, qu'avec la condition de maintenir les galeries dans le charbon on n'est pas maître de donner à ces galeries les inclinaisons et les tracés prévus à l'avance. Il existe donc des parties de roulage dans des conditions très-défavorables qui réduisent les moyens et l'effet utile obtenu par les rouleurs dans des conditions normales.

Roulage dans les petites couches. — Dans les couches de faible puissance, les mêmes principes sont posés pour la régularité des pentes et la rectitude des voies ; mais, comme ces voies sont toujours conduites en vue de suivre les allures des couches et de préparer les tailles dans les parties les plus productives, ce programme de régularité est loin d'être exactement suivi. Les crains obligent quelquefois à faire remonter les voies. La nécessité de passer d'une couche dans une autre oblige à tourner brusquement sans courbes de raccordement. Mais la cause qui influe le plus sur les conditions d'établissement du matériel est sans contredit la petite section des voies de direction et des plans automoteurs.

Dans des couches de $0^{m},50$ d'épaisseur, les voies et les plans automoteurs se trouvent presque entièrement logés dans le rocher; leur préparation a le double inconvénient non-seulement de grever le charbon de dépenses de percement, mais encore de gêner l'extraction par la nécessité de rouler et d'extraire au jour les déblais qui ne peuvent trouver place dans le remblayage.

Pour satisfaire aux exigences des méthodes appliquées aux petites couches, on a d'abord employé un très-petit matériel manœuvré principalement par des enfants. Ainsi, dans un grand nombre de mines, les voies n'ont que $0^{m}, 40$, et les waggons ne contiennent que 2 1/2 hectolitres.

L'inconvénient d'un roulage ainsi organisé est facile à reconnaître. Il exige en effet un personnel très-considérable et

surcharge l'effet utile de poids mort. Lorsqu'une exploitation ainsi montée est appelée à développer ses extractions et qu'elle a étendu ses directions à 6 ou 800 mètres du puits, on ne trouve plus de herscheurs en nombre suffisant et le temps nécessaire pour manœuvrer tant de waggons aux accrochages restreint la puissance d'extraction.

Aujourd'hui le principe posé dans toutes les grandes exploitations est qu'il y a nécessité d'employer des waggons aussi grands que le comportent les galeries et même de faire des sacrifices pour augmenter les sections de ces galeries. D'après ce principe, sur les grandes voies de direction et les bouveaux qui vont actuellement chercher les couches à des distances de 5 à 800 mètres, on emploie les chevaux, on donne aux galeries 1^{m},65 de hauteur sous bois, et l'on adopte des waggons qui contiennent 5 à 6 hectolitres.

Cette faible capacité des waggons est une condition d'infériorité pour les roulages dans les petites couches comparativement à ceux qui sont établis dans les couches puissantes. Les détails de construction ont alors d'autant plus d'importance; car, le nombre des waggons se trouvant plus considérable, cette infériorité ne peut être compensée que par le perfectionnement du matériel.

Le waggon adopté par M. Cabany pour les roulages des mines d'Anzin peut être présenté comme type. Les chiffres suivants pourront fixer sur les résultats obtenus par les roulages de ces waggons de 5 ½ hectolitres par herscheur et par cheval.

Aux fosses de la Cave et de Chauffour:

		Herscheur. (La cave.)		Cheval rouleur. (Chauffour.)
Parcours moyen		253^{m}		746^{m}
Nombre de voyages		18		6.5
Charge transportée		500^{k}		9000^{k}
Poids mort (1 waggon)		190	(18 waggons)	3240
Parcours total		9108^{m}		9698^{m}
Travail.	Poids utile	2.777.000		43.641.000
	Poids mort	1.639.440		15.710.760
	Poids total	3.916.340		59.351.760

Ainsi l'effet utile du herscheur était, à la mine de la Cave, de 2777 kilog. transportés dans sa journée à 1 kilom. de distance, et l'effet utile du cheval rouleur était, à la mine du Chauffour, de 43641 kilog.

Les circonstances dans lesquelles ces chiffres ont été obtenus sont d'ailleurs susceptibles d'améliorations, surtout par l'allongement des distances parcourues.

Les voies de roulage sont généralement beaucoup plus régulières dans les exploitations qui portent sur les petites couches. Les travaux préparatoires ne sont pas exclusivement conduits par l'allure de ces couches. On suit bien les ondulations de la direction, mais la pente régulière d'un chassage n'est pas modifiée par les accidents qui peuvent se rencontrer; et, quant aux bouveaux, ils sont encore plus réguliers. Ces exploitations ne présentent donc pas les variations de pente et les contrepentes que nous avons signalées dans les exploitations des grandes couches.

Grâce à cette régularité des pentes, la section réduite des galeries et la réduction des waggons et des charges roulées qui en résultent n'exercent que peu d'influence sur les conditions du roulage. Ainsi, dans les roulages bien organisés et considérables des mines de Charleroy, nous trouvons que chaque rouleur (on n'emploie à ce travail que des enfants ou des femmes) produit en moyenne un effet utile de 1500 à 1700 kilogrammes transportés à 1 kilomètre. Lorsque ce sont des hommes qui sont employés pour le roulage, ainsi que cela arrive souvent pour les sclauneurs du borinage, cet effet utile est ordinairement triplé.

CHAPITRE VI

EXTRACTION.

Toutes les manœuvres du roulage souterrain ont pour but d'amener les matières abattues aux accrochages d'un puits pourvu des apparaux nécessaires pour l'extraction de toutes ces matières jusqu'au jour.

L'extraction exige un moteur proportionné au travail à exécuter, travail qui résulte de la profondeur du puits et du poids à élever dans un temps donné. Ce moteur est l'homme, le cheval, la machine à vapeur et quelquefois un moteur hydraulique. Au moteur, il faut encore joindre le matériel d'extraction, c'est-à-dire les câbles et les tambours qui servent à leur enroulement; enfin les bennes ou cages d'extraction, dans lesquelles s'exécute le transport vertical, ainsi que tous les apparaux qui peuvent servir à leur chargement, à leur réception au jour et à leur déchargement. La série de dispositions et de manœuvres nécessaires pour amener ainsi au jour les produits de l'abatage est tellement complexe, les conditions sont si variables d'une mine à l'autre, que dans aucune autre partie de l'exploitation on ne trouve autant de variations et de différences dans les procédés employés.

Nous exposerons ces procédés en décrivant d'abord les bennes, câbles et moteurs, puis en donnant quelques exemples des diverses organisations.

Bennes et cages. — Les bennes employées pour l'extraction ont la forme de tonneaux; elles sont renflées vers le milieu, afin

d'éviter que pendant leur course elles puissent s'accrocher aux anfractuosités que présentent toujours les parois d'un puits. Ces bennes sont fortement cerclées en fer, et leur partie supérieure porte trois crochets ou anneaux auxquels s'attachent les chaînes par lesquelles se termine le câble.

Les bennes doivent être reçues et placées à l'accrochage de manière à pouvoir être chargées rapidement et facilement par le versage des chariots. Une benne est ainsi mise en chargement, pendant que celle qui vient d'être chargée monte au jour : lorsque la benne vide, qui descend en même temps que l'autre monte, arrive à l'accrochage, elle peut être à son tour mise en chargement et les hommes de service n'ont qu'à détacher le câble pour l'attacher à la benne pleine. On réduit ainsi, autant qu'il est possible, le temps perdu à chaque manœuvre, et le moteur, maintenu dans un mouvement presque constant, monte toujours une benne pleine et en descend une vide. Il n'y a de temps perdu que celui qui est nécessaire au jour pour vider la benne qui arrive au jour, pendant qu'au fond on change le câble d'une benne à l'autre.

La capacité des bennes est déterminée d'après la force du moteur et d'après la quotité de l'extraction journalière. Dans les petites extractions cette capacité est de 4 à 6 hectolitres; elle s'élève pour les grandes extractions de 10 à 22 hectolitres. Ces grandes bennes, d'un usage fréquent en Belgique, sont ce que l'on appelle des *cuffats*.

Un service alternatif de deux bennes, l'une montant pendant que l'autre descend, se trouve limité dans son effet utile par la vitesse du mouvement. Or cette vitesse ne peut guère dépasser la moyenne de $1^m,50$ par seconde lorsque les bennes ne sont pas guidées.

En effet, outre que la vitesse doit être forcément ralentie au départ et à l'arrivée de la benne, il est encore nécessaire de la ralentir au changeage, c'est-à-dire au moment où les deux bennes vont se croiser. Sans cette précaution les bennes seraient exposées à s'accrocher dans cette rencontre; la benne mon-

tante pourrait renverser ou décrocher la benne descendante, de manière à entraîner les désordres les plus graves dans le service.

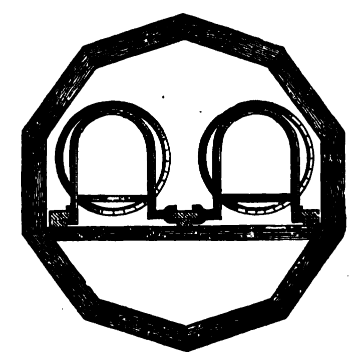


Fig. 133. *Plan d'un guidage de benne*

Cette difficulté a conduit à rechercher les moyens de guider les bennes. En les guidant, on évite en effet ces dangers de rencontre au milieu du puits, et l'on peut sans inconvénient augmenter la vitesse de manière à augmenter dans la même proportion le rendement du puits. Ces moyens de guidage sont d'ailleurs employés depuis longtemps, par exemple dans les puits inclinés du Hartz (fig. 86, p. 204), où l'on se sert de petits chariots à roulettes engagées dans une double ligne de bois. Pour les bennes, la question se complique de la nécessité d'un changement rapide aux accrochages, et tous les moyens qui ont été essayés consistent à guider un plateau ou un berceau auquel la benne est suspendue.

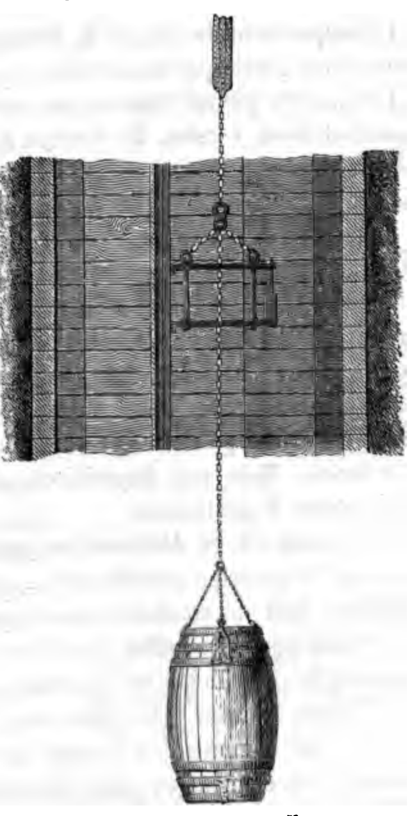


Fig. 134. *Guidage de bennes à Vicoigne.*

Comme exemple nous citerons le guidage adopté par M. de Bracquemont pour un des puits de Vicoigne (Nord). Ce guidage est remarquable parce qu'il est obtenu au moyen d'une seule cloison verticale. Des bois sont fixés sur cette cloison suivant la disposition indiquée par le plan (fig. 133), qui représente le cuvelage et la disposition des guides : dans les rainures qui résultent de cette disposition sont engagés deux berceaux directeurs. Ces deux berceaux se trouvant guidés dans leur mouvement, on y attache les bennes à courte distance, et l'on peut ensuite imprimer à ces bennes une vitesse de plus de 2 mètres par seconde.

La coupe verticale (fig. 134), indique le mode d'attache d'une benne ainsi guidée par un berceau.

Les bennes pleines sont reçues au jour de manière à être immédiatement versées. Ce versage s'obtient généralement au moyen d'un anneau fixé au fond de la benne, et qui permet de l'attacher à un crochet fixe lorsqu'elle est suspendue à 1 ou 2 mètres au-dessus du sol ; on la laisse ensuite retomber de telle sorte que, le fond se trouvant exhaussé, elle se vide naturellement. On a quelquefois cherché à faciliter le versage par une disposition spéciale de la benne et de ses attaches qui permet de la faire basculer. On peut par exemple employer une benne suspendue par deux tourillons placés vers le centre de gravité, il suffira pour la faire basculer de détacher un crochet de retenue. Mais ces dispositions ont l'inconvénient grave d'augmenter le poids mort.

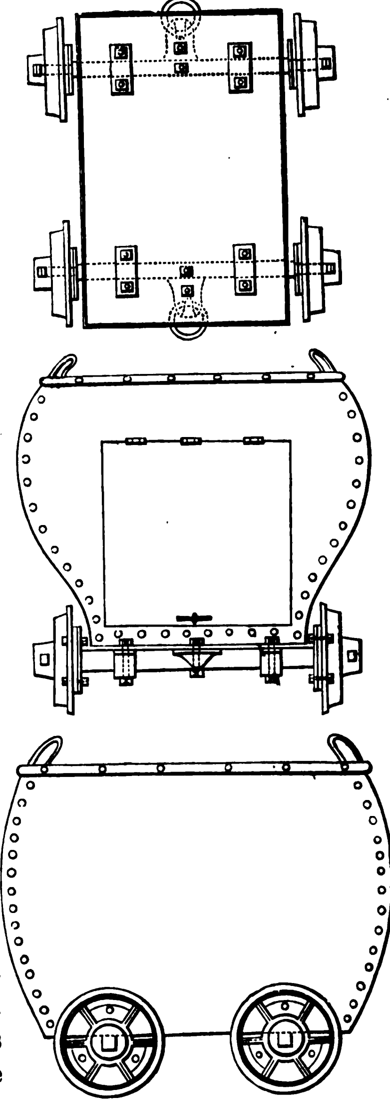
Nous avons dit, en décrivant les procédés de roulage souterrain, que le principe actuellement posé dans les exploitations houillères était de conduire sans transbordement les chariots ou berlines depuis les tailles jusqu'aux accrochages. L'extension naturelle de ce principe est d'extraire les chariots eux-mêmes jusqu'au jour sans les verser dans des bennes.

On a donc commencé à attacher les chariots ou les bennes roulantes directement au câble d'extraction, et c'est pour cela que dans beaucoup de mines, et à Blanzy, par exemple, on a

adopté des bennes à roulettes qui sont extraites jusqu'au jour. La figure 132 indique la construction de ces bennes. Dans les houillères u pays de Liége, on a employé des berlines en tôle, à parois bombées de manière à les empêcher d'accrocher ; la figure 135 représente la construction ordinaire de ces berlines.

Lorsque les machines employées sont assez fortes pour élever plusieurs berlines à la fois, on adopte de préférence, pour l'extraction, des appareils guidés capables d'en recevoir deux, quatre et jusqu'à huit.

On a d'abord employé, pour guides, des câbles en fil de fer non recuit, tendus verticalement du haut en bas du puits et embrassés par un plateau à coussinets, auquel les berlines étaient suspendues. Cette suspension des berlines s'obtient directement en attachant la berline inférieure aux roues ou aux essieux de la berline supérieure, ainsi qu'il est indiqué par la figure 136. Ce mode de guidage par câbles en fil de fer s'adapte très-bien aux puits qui ont moins de 200 mètres


Fig. 135. *Berline en tôle des houillères liégeoises.*

de profondeur; on y obtient facilement une tension des câbles assez forte pour empêcher les vibrations et les trop grandes oscillations des berlines. Mais à des profondeurs plus grandes cette tension n'est pas suffisante, et l'on préfère actuellement les *cages guidées*.

Cages guidées. — Les cages destinées à recevoir les chariots ou berlines sont construites en bois ou en fer, et disposées à deux ou à quatre étages. Elles se meuvent entre deux lignes de longrines verticales en bois de chêne, qu'elles embrassent à l'aide de coulisses en fer ou en fonte.

Fig. 136. *Guidage par cables.*

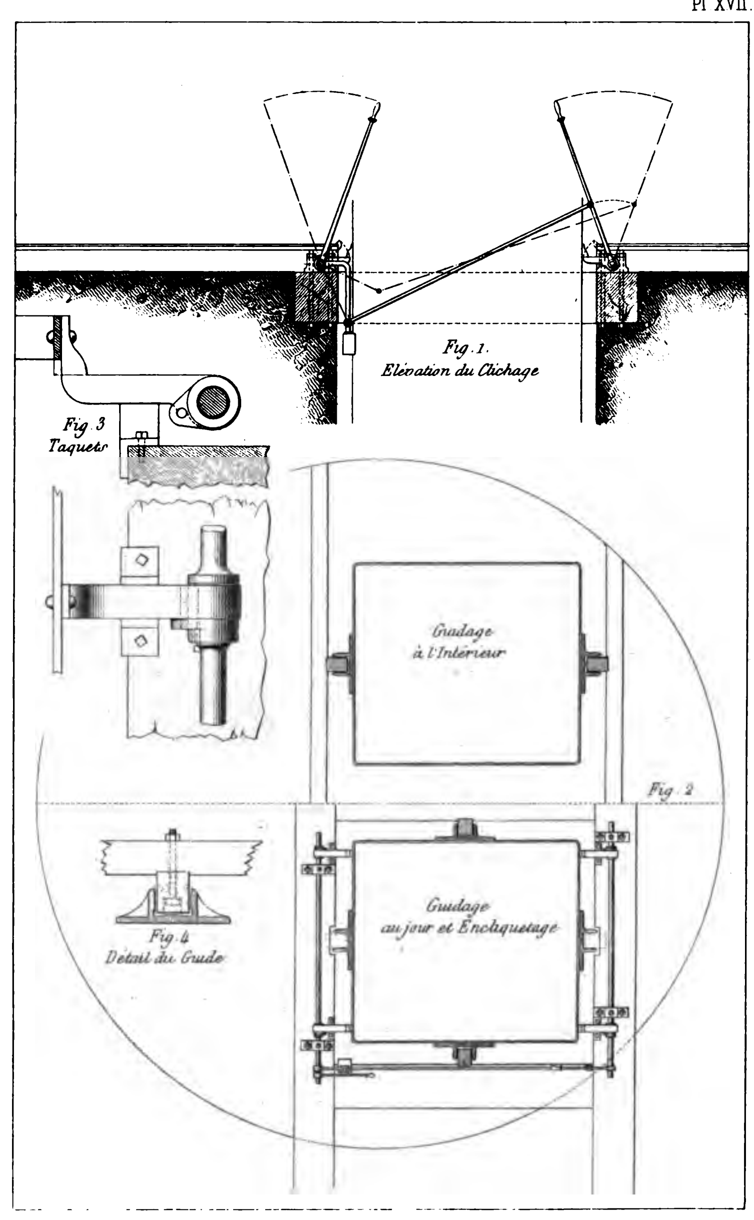
Ce système, indiqué pl. XVII, fig. 2 et 4, présente évidemment des conditions de solidité qui doivent lui assurer la préférence sur tout autre, lorsqu'il s'agit d'organiser une extraction importante.

Les cages portent généralement deux ou quatre berlines ou chariots; elles sont à deux ou à quatre étages. Pour simplifier les manœuvres, on construit des cages à quatre chariots et à deux étages seulement, ainsi que l'indique la figure 137.

Pour *recevoir* les cages à l'orifice du puits, en sortir rapidement les berlines pleines et les remplacer par des vides, on fait poser successivement chaque étage à la hauteur convenable, au moyen de taquets représentés pl. XVII, fig. 1, 2 et 3.

Cet encliquetage constitue ce que l'on appelle le *clichage* du puits.

Le clichage se compose de quatre taquets mobiles, que la cage soulève en montant et qui retombent ensuite par leur poids sur des supports fixés à un cadre solide. Les deux étages de la cage montante passent donc successivement à travers les taquets, sur lesquels



Construction d'un Clichage pour Cages guidées

on les pose ensuite. Aussitôt la cage posée, on enlève les berlines pleines en les faisant rouler sur les rails et on les remplace par des berlines vides. Lorsque ensuite la cage a été soulevée, le receveur relève les taquets au moyen d'un levier qui les commande, ce qui permet à la cage de redescendre. On se rendra compte de ces dispositions en étudiant la planche XVII qui indique tous les détails d'un clichage.

La projection du puits (fig. 2) représente d'un côté la cage

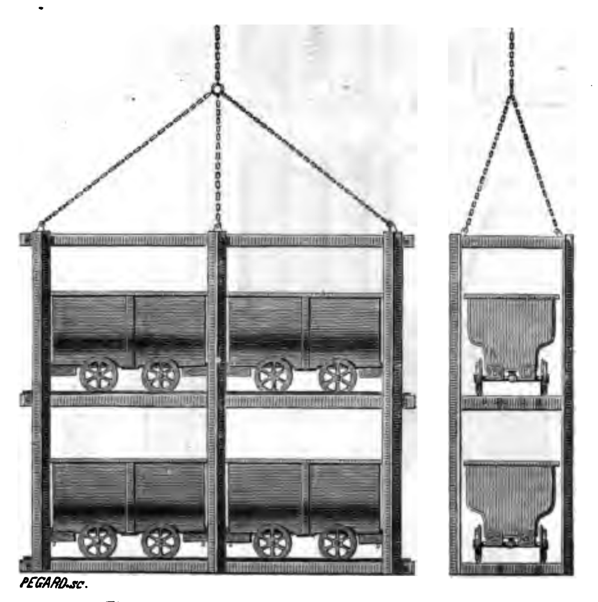
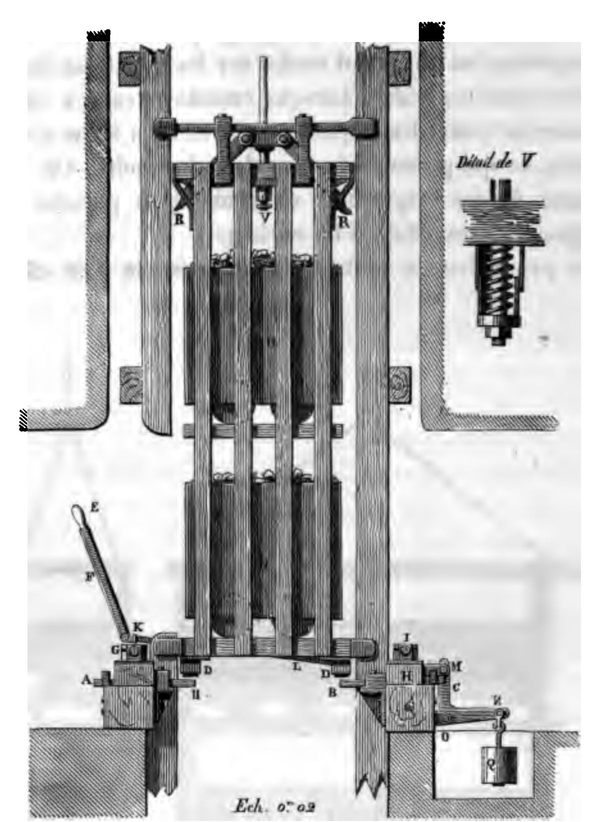


Fig. 137. *Cage à deux étages portant quatre berlines.*

au-dessous des taquets avec les guides de l'intérieur du puits, et de l'autre côté la cage en dehors des taquets avec les guides latéraux qui remplacent ceux du puits, afin de laisser libre le passage des chariots.

La figure 1 représente l'élévation du clichage; la figure 3 comprend le plan et l'élévation d'un des taquets; la fi-



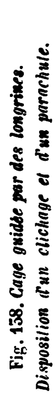
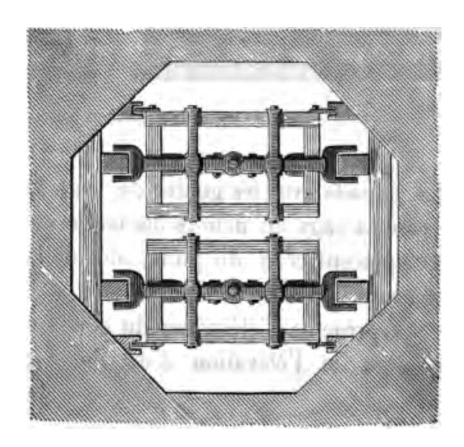


Fig. 158. *Cage guidée par des longrines.*
Disposition d'un clichage et d'un parachute.



gure 4, le détail d'un guide et d'une des coulisses fixées à la cage.

Cette disposition peut être variée, et la figure 138 ci-après représente un clichage employé aux mines d'Anzin, consistant en quatre verrous gouvernés par un levier et satisfaisant, de même que la disposition précédente, à toutes les conditions de la manœuvre.

Ainsi quatre verrous indiqués en BB, et sur lesquels (lorsqu'ils sont tirés) viennent se poser les coussinets DD de la cage, sont gouvernés au moyen d'un seul levier EF : les mêmes coussinets sont fixés au cadre de l'étage supérieur, de sorte que les deux berlines UU sont successivement amenées devant les receveurs.

Les mêmes clichages doivent exister à chaque accrochage de l'intérieur, et la figure 138 représente précisément un de ces accrochages. Comme les guides placés suivant la disposition indiquée empêcheraient la sortie des berlines, on les interrompt devant la sortie de l'accrochage et on les remplace par un guidage latéral indiqué aux quatre angles de la projection horizontale. Inutile de dire que devant la cage ainsi posée sur le clichage doit se présenter un chemin de fer sur lequel on reçoit et on amène les berlines.

Parachutes. — Un des avantages des guides en bois est de permettre l'établissement de parachutes qui, en cas de rupture d'un câble, empêchent la cage de tomber et d'aller se briser au fond du puits.

Les parachutes employés se rapportent à deux types très-distincts, le parachute Fontaine et celui à excentriques.

Le parachute *Fontaine* est le plus employé et celui qui peut être considéré comme le mieux éprouvé par la pratique. M. Cabany a publié récemment sur ce parachute une notice à laquelle nous empruntons les détails qui suivent :

Le parachute Fontaine se compose de deux bras en fer DD (fig. 139), terminés par des griffes aciérées. Ces bras sont articulés à une même chape C, fixée sur une forte tige A à laquelle est attaché le câble d'extraction.

Prolongée au-dessous de la chape, la tige A passe au milieu d'une traverse à coulisse G G dont le plan est représenté au-dessous de la coupe verticale fig. 139. Cette traverse a pour but, d'abord de guider et maintenir les bras du parachute dans un plan vertical passant par les axes des guides, et en second lieu de servir d'appui à un ressort en acier, logé dans une boîte à coulisse J et maintenu par un écrou L, fixé à la partie inférieure de la tige A.

Les cages sont suspendues à une forte traverse en fer B, dans laquelle passe la tige A du parachute. Cette traverse est terminée à ses deux extrémités par des glissières ou coulisses

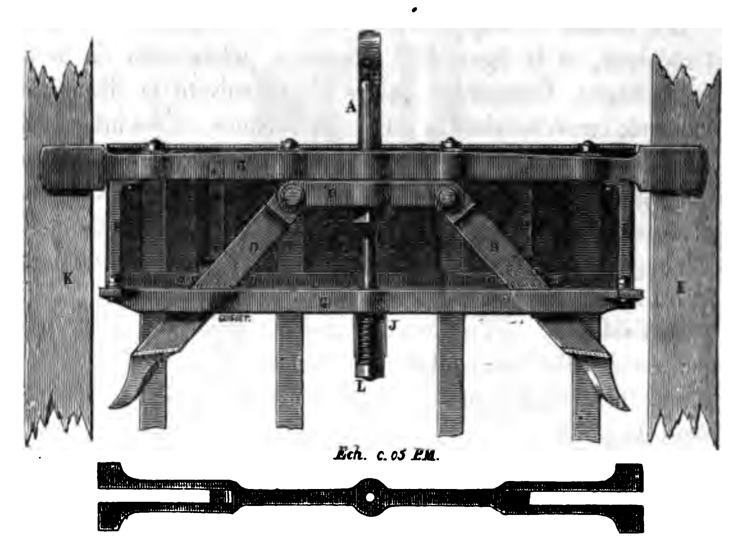


Fig. 139. *Parachute Fontaine.*

qui embrassent les deux guides. Le parachute se trouve également relié à cette même traverse, la pièce à coulisse G G s'y trouvant maintenue à une distance invariable au moyen des entretoises E E.

Cette disposition se trouve complétée par un toit en tôle, qui couvre la cage. Les deux grands volets de cette couverture sont

à charnières et peuvent être ouverts lorsqu'on doit y charger de longues pièces de bois. Le but de ce toit, habituellement fermé par des crochets, est de garantir les mineurs qui se placent dans la cage, contre toute chute de pierre, bois ou outil.

Le jeu de l'appareil repose entièrement sur la fonction du ressort à boudin renfermé dans la boîte J, dont le détail se trouve également représenté sur la figure 138.

Lorsque ce ressort est comprimé, la chape repose sur la traverse B; par conséquent, le ressort n'a pas à supporter, comme on pourrait le croire, toute la pression due au poids de l'appareil d'extraction, quand celui-ci est suspendu. Une tension de 300 kilogrammes est suffisante.

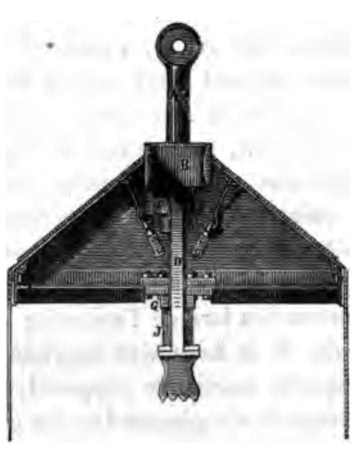


Fig. 140.

Le ressort, renfermé dans une boîte à coulisse, est à l'abri des chocs. Vient-il à se rompre, comme cela est arrivé quelquefois, son jeu n'en reste pas moins assuré, toutes ses parties restant juxtaposées comme s'il était entier. Le fait d'une rupture diminue bien un peu de son élasticité, mais il en reste encore assez pour assurer le fonctionnement de l'appareil.

Les figures 139 et 140 représentent la position du parachute lorsque le câble est tendu.

Aussitôt que cette tension vient à cesser par suite de la rupture du câble, le ressort agit, les bras DD glissent dans la traverse GG, atteignent les guides K et s'y fixent en les pénétrant.

Il résulte de la forme des diverses pièces de l'appareil que cette pénétration des griffes est au plus de neuf centimètres. Les

bras sont en effet guidés et maintenus par la traverse à coulisse. Au moment où la rupture du câble a lieu, ces bras s'allongent vers les guides et leur extrémité décrit une courbe ascendante, avant que le mouvement rétrograde de la cage ait pu commencer. Les griffes s'implantent dans les guides, mais leur mouvement de divergence est limité par les coulisses de la traverse sur l'extrémité desquelles la partie supérieure des bras vient s'appuyer.

Cette traverse sert donc en même temps à limiter la pénétration des griffes, à guider les bras et à les consolider au moment où vient peser sur eux le poids de la cage avec sa charge et le poids du morceau de câble qui y reste attaché. Par cette disposition, tout danger de rupture des bras se trouve écarté. Ajoutons enfin que la forme des griffes a été étudiée de manière à préserver les guides des éclats et des ruptures que pourrait déterminer une disposition moins rationnelle.

L'expérience a prouvé que la plupart des ruptures de câbles ont eu lieu lors de l'ascension des cages; que, dans ce cas, par suite de la force vive imprimée à celle-ci et de la célérité avec laquelle fonctionne l'appareil, les griffes du parachute ont le temps de s'implanter dans les guides avant que le sens du mouvement ait changé, ce qui explique pourquoi aucune secousse ne se produit.

Une cage de 20 hectolitres pèse 1150 kilogrammes et ne renferme qu'un excès de poids de 118 kilogrammes sur les cages qui ne seraient pas armées du parachute Fontaine.

Cet appareil n'ajoute donc pas beaucoup au poids mort suspendu au câble, car il ne représente que 6 pour 100 du poids mort total.

En général les ruptures de câbles se produisent pendant l'ascension d'une cage, alors qu'elle est chargée; l'action instantanée du parachute est produite avant que le sens du mouvement ait pu changer, de sorte que la cage est retenue sur les guides, sans aucun choc et sans que les hommes qui sont à l'intérieur s'aperçoivent de l'accident.

Fig. 3 Détails de Construction

S

S

Fig. 1 _ Parachute

Fig. 2 Crochet de sûreté

Parachute à Excentriques avec Crochet de sûreté
employé aux Mines de Blanzy

D'après la notice de M. Cabany, les parachutes Fontaine établis dans le Nord étaient en juin 1856 au nombre de 35, et dans une seule année ils avaient fonctionné dix fois et sauvé la vie à plus de vingt mineurs.

L'idée du parachute Fontaine a été imitée dans beaucoup de charbonnages, où l'on s'est borné à remplacer le ressort à boudin par des ressorts à lames superposées analogues à ceux des voitures. La similitude est d'ailleurs tellement complète, que ces parachutes, qui fonctionnent aussi très-bien, doivent évidemment être attribués à l'heureuse initiative de l'inventeur.

Les parachutes à excentriques sont moins répandus, mais n'en ont pas moins rendu de très-grands services par leur efficacité. Nous présenterons comme type de construction celui qui est en usage aux mines de Blanzy et qui est représenté pl. XVIII.

La cage est suspendue par les étriers SS à une traverse composée de deux flasques en tôle. Les extrémités de ces deux flasques sont retournées en équerre et servent de support à deux arbres horizontaux portant à leur extrémité des excentriques.

Lorsque la traction du câble s'exerce sur l'appareil, deux ressorts en caoutchouc vulcanisé, qui sont attachés aux arbres, se trouvent tendus et maintiennent les arbres dans une position telle, que les excentriques qui sont tangents aux guides présentent leur petit diamètre; par conséquent il n'y a pas contact. Si, au contraire, le câble vient à se rompre, les ressorts se détendent et font tourner les deux arbres, de telle sorte que les quatre excentriques qui sont taillés en scie s'incrustent instantanément dans les guides. Le poids de la cage tend à faire tourner davantage les arbres, et par conséquent à augmenter à la fois l'excentricité des roues et leur incrustation dans les guides.

Les objections faites aux parachutes à excentriques résultent de plusieurs insuccès dus à des vices de construction. Mais, lorsque leur construction est bonne, ces parachutes ne laissent rien à désirer, ainsi que le prouvera l'exemple suivant : le 20 juil-

let 1856, un câble se rompit au puits du Magny, près Blanzy, la cage étant un peu au-dessus de l'accrochage, en un point où les guides étaient doublées de tôle, les excentriques ne purent mordre sur cette tôle et la cage tomba avec une grande accélération ; mais dès que les excentriques retrouvèrent le bois, ils agirent, et la cage fut arrêtée après 3 mètres de cette action, malgré le poids de 260 mètres de câble qui était tombé sur la cage. Sur cette hauteur de 3 mètres, l'épaisseur du bois des guides fut réduite de moitié par l'action des excentriques sans qu'aucune pièce du parachute fût faussée.

Crochets de sûreté. — A la partie supérieure de ce parachute se trouve indiqué ce que l'on appelle un *crochet de sûreté* ou *évite-molette*.

Lorsqu'en effet on monte les cages ou les bennes jusqu'au jour, le câble passe sur des molettes qui, à l'aide d'un chevalet, sont soutenues à 8, 10, 12, et jusqu'à 16 mètres au-dessus de l'orifice du puits. Malgré cette élévation, il arrive quelquefois que le mécanicien n'arrête pas à temps et que la cage ou la benne vont frapper les molettes en les brisant ou se brisant elles-mêmes.


Fig. 141. *Crochet de sûreté.*

Le crochet de sûreté le plus simple est représenté fig. 141. Il est adapté à l'attache du câble et disposé de telle sorte, que le levier horizontal (qui peut se terminer par un appendice de forme quelconque) soit frappé par un point fixe avant d'arriver aux molettes. Ce levier rencontrant un obstacle s'abaisse et ouvre immédiatement le crochet, la cage tombe et le parachute agit de manière à la maintenir en place, pendant que le câble est seul entraîné par le mouvement du moteur : l'accident est ainsi évité, et il suffit de rattacher le câble au crochet pour rétablir l'appareil dans son état normal.

Le crochet employé à Blanzy est plus mécanique, mais repose exactement sur le même principe et sur un dispositif analogue.

Le crochet se compose de deux pièces représentées par les figures 2 et 3 de la planche XVIII. La petite pièce est mobile autour d'un axe horizontal porté par la pièce principale; une fois en place, le crochet est fermé et cette fermeture est maintenue par deux ressorts en caoutchouc vulcanisé.

Pour faire ouvrir ce crochet au moment convenable, une traverse inférieure est disposée de manière à rencontrer un heurtoir fixé sur la charpente au-dessous des molettes; cette traverse agit sur les ressorts en caoutchouc et le crochet est ouvert aussitôt; à ce moment le câble est détaché et le parachute maintient la cage suspendue.

Cette disposition par laquelle le crochet de sûreté et le parachute se trouvent réunis constitue un ensemble qui a rendu les plus grands services aux mines de Blanzy, en évitant les accidents et permettant de descendre et de monter les ouvriers mineurs sans aucun danger.

En effet, tous ces appareils de guidage, parachutes et crochets de sûreté n'ont pas seulement pour but de préserver le matériel, ils permettent la circulation dans les puits par le moteur, et ils épargnent ainsi aux ouvriers une fatigue inutile qui dans les mines profondes finissait par réagir d'une manière fâcheuse sur leur travail et sur leur santé.

La circulation mécanique des ouvriers dans les puits est à la fois commandée par l'humanité et par l'intérêt bien entendu de l'exploitation, elle exige non-seulement la réunion de tous les appareils préventifs contre les accidents, mais encore une très-grande vitesse dans le mouvement des cages.

Supposons un puits de 400 mètres de profondeur, 300 ouvriers sont nécessaires à son exploitation, et ces ouvriers doivent être réunis dans les chantiers le plus promptement possible, car ils sont presque tous solidaires les uns des autres et toutes les parties du travail doivent marcher simultanément, ainsi qu'on

l'a vu par l'exposé des méthodes d'exploitation. A 3 mètres de vitesse par seconde, le trajet du puits exigera 2 minutes, et y compris le temps d'arrêt 2 ½; en une heure on pourra donc exécuter au maximum 20 voyages qui, à 10 ouvriers chacun, auront porté 200 ouvriers au fond; en une heure et demie les 300 ouvriers seront descendus. Il en faudra autant pour les remonter, c'est donc 3 heures par jour qui se trouveront employées à ce travail.

On voit d'après ce calcul que la vitesse de 3 mètres par seconde est une nécessité, car le temps consacré à la circulation des ouvriers est encore très-long, malgré cette vitesse. Si en effet la machine d'extraction est supposée marcher 11 heures par jour, il n'en restera que 8 pour extraire le produit en rocher e en charbon, abattu et roulé par les 300 ouvriers qui ont été descendus.

CABLES D'EXTRACTION.

Les câbles sont un des éléments essentiels d'une extraction ; le choix des plus solides et des plus durables est d'autant plus important que les puits sont plus profonds. Le poids du câble développé s'ajoute en effet à celui des bennes ou cages à enlever et augmente d'autant les chances de rupture.

On emploie des câbles en chanvre, en aloès et en fil de fer ; ces câbles sont ronds ou plats. Quelquefois on emploie des chaînes en fer.

Les câbles ronds en chanvre ou en aloès ne conviennent qu'aux faibles extractions qui ont lieu par treuils ou manéges. Lorsqu'en effet ces câbles doivent atteindre de grands diamètres, de 7 à 8 centimètres par exemple, dimensions nécessaires pour enlever des poids considérables à de grandes profondeurs, ce grand diamètre devient une cause de destruction très-rapide. Lorsque le câble s'enroule sur les molettes et sur les tambours, le grand diamètre détermine la rupture progressive des fils, parce qu'à

l'état d'enroulement la circonférence de la portion extérieure du câble est sensiblement plus grande que celle de la partie qui est en contact avec la surface du tambour. Il en résulte que les fils extérieurs se brisent et s'affaiblissent, et que le câble ne dure pas.

On préfère en conséquence des câbles plats dès que les exploitations dépassent 100 mètres de profondeur.

Ces câbles plats sont formés par l'assemblage de 4, 5 ou 6 câbles ronds, laminés et cousus ensemble. Ces câbles ronds sont ce qu'on appelle les *aussières* du câble plat; ils sont en général au nombre de six solidement cousus ensemble par une couture transversale; ils sont placés de telle sorte que les torons se trouvent en sens inverse, ainsi que l'indique la figure 142.

Fig. 142. *Câbles plats.*

Les câbles plats ont évidemment l'avantage de se briser beaucoup moins que les câbles ronds de force correspondante, par l'effet de l'enroulement. Leur emploi présente encore celui de permettre un enroulement sur bobines et par superposition, de telle sorte que le diamètre obtenu par cette superposition augmente à mesure que l'enroulement continue. Cette augmentation du diamètre d'enroulement est par chaque tour de bobine de deux fois l'épaisseur du câble, circonstance favorable pour le moteur.

Les câbles employés dans les mines pèsent de 4 à 7 kilogrammes le mètre courant, suivant leurs dimensions qui, pour enlever un poids donné, augmentent en raison de la profondeur des puits. Il faut en effet que le câble, outre la charge de la benne ou de la cage à enlever, soutienne encore son propre poids.

Un câble de 500 mètres pèsera environ 3500 kilog.; et la charge qu'il a à enlever ne dépasse pas en général 3000 kilogrammes. Les parties du câble les plus rapprochées de la cage ont par conséquent à supporter un effort beaucoup moins considérable que celles qui sont les plus rapprochées des bobines.

Prolongée au-dessous de la chape, la tige A passe au milieu d'une traverse à coulisse G G dont le plan est représenté au-dessous de la coupe verticale fig. 139. Cette traverse a pour but, d'abord de guider et maintenir les bras du parachute dans un plan vertical passant par les axes des guides, et en second lieu de servir d'appui à un ressort en acier, logé dans une boîte à coulisse J et maintenu par un écrou L, fixé à la partie inférieure de la tige A.

Les cages sont suspendues à une forte traverse en fer B, dans laquelle passe la tige A du parachute. Cette traverse est terminée à ses deux extrémités par des glissières ou coulisses

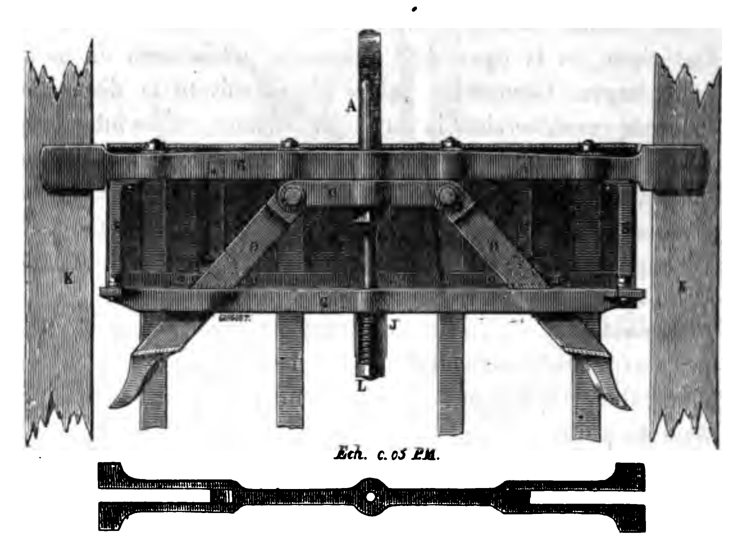


Fig. 139. *Parachute Fontaine.*

qui embrassent les deux guides. Le parachute se trouve également relié à cette même traverse, la pièce à coulisse G G s'y trouvant maintenue à une distance invariable au moyen des entretoises E E.

Cette disposition se trouve complétée par un toit en tôle, qui couvre la cage. Les deux grands volets de cette couverture sont

à charnières et peuvent être ouverts lorsqu'on doit y charger de longues pièces de bois. Le but de ce toit, habituellement fermé par des crochets, est de garantir les mineurs qui se placent dans la cage, contre toute chute de pierre, bois ou outil.

Le jeu de l'appareil repose entièrement sur la fonction du ressort à boudin renfermé dans la boîte J, dont le détail se trouve également représenté sur la figure 138.

Lorsque ce ressort est comprimé, la chape repose sur la traverse B; par conséquent, le ressort n'a pas à supporter, comme on pourrait le croire, toute la pression due au poids de l'appareil d'extraction, quand celui-ci est suspendu. Une tension de 300 kilogrammes est suffisante.

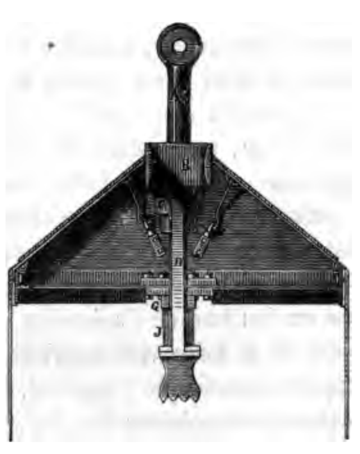


Fig. 140.

Le ressort, renfermé dans une boîte à coulisse, est à l'abri des chocs. Vient-il à se rompre, comme cela est arrivé quelquefois, son jeu n'en reste pas moins assuré, toutes ses parties restant juxtaposées comme s'il était entier. Le fait d'une rupture diminue bien un peu de son élasticité, mais il en reste encore assez pour assurer le fonctionnement de l'appareil.

Les figures 139 et 140 représentent la position du parachute lorsque le câble est tendu.

Aussitôt que cette tension vient à cesser par suite de la rupture du câble, le ressort agit, les bras DD glissent dans la traverse GG, atteignent les guides K et s'y fixent en les pénétrant.

Il résulte de la forme des diverses pièces de l'appareil que cette pénétration des griffes est au plus de neuf centimètres. Les

bras sont en effet guidés et maintenus par la traverse à coulisse. Au moment où la rupture du câble a lieu, ces bras s'allongent vers les guides et leur extrémité décrit une courbe ascendante, avant que le mouvement rétrograde de la cage ait pu commencer. Les griffes s'implantent dans les guides, mais leur mouvement de divergence est limité par les coulisses de la traverse sur l'extrémité desquelles la partie supérieure des bras vient s'appuyer.

Cette traverse sert donc en même temps à limiter la pénétration des griffes, à guider les bras et à les consolider au moment où vient peser sur eux le poids de la cage avec sa charge et le poids du morceau de câble qui y reste attaché. Par cette disposition, tout danger de rupture des bras se trouve écarté. Ajoutons enfin que la forme des griffes a été étudiée de manière à préserver les guides des éclats et des ruptures que pourrait déterminer une disposition moins rationnelle.

L'expérience a prouvé que la plupart des ruptures de câbles ont eu lieu lors de l'ascension des cages; que, dans ce cas, par suite de la force vive imprimée à celle-ci et de la célérité avec laquelle fonctionne l'appareil, les griffes du parachute ont le temps de s'implanter dans les guides avant que le sens du mouvement ait changé, ce qui explique pourquoi aucune secousse ne se produit.

Une cage de 20 hectolitres pèse 1150 kilogrammes et ne renferme qu'un excès de poids de 118 kilogrammes sur les cages qui ne seraient pas armées du parachute Fontaine.

Cet appareil n'ajoute donc pas beaucoup au poids mort suspendu au câble, car il ne représente que 6 pour 100 du poids mort total.

En général les ruptures de câbles se produisent pendant l'ascension d'une cage, alors qu'elle est chargée; l'action instantanée du parachute est produite avant que le sens du mouvement ait pu changer, de sorte que la cage est retenue sur les guides, sans aucun choc et sans que les hommes qui sont à l'intérieur s'aperçoivent de l'accident.

S

S

Fig. 1 _ Parachute

Fig. 3 Détails de Construction

Fig. 2 Crochet de sûreté

Parachute à Excentriques avec Crochet de sûreté
Employé aux Mines de Blanzy

D'après la notice de M. Cabany, les parachutes Fontaine établis dans le Nord étaient en juin 1856 au nombre de 35, et dans une seule année ils avaient fonctionné dix fois et sauvé la vie à plus de vingt mineurs.

L'idée du parachute Fontaine a été imitée dans beaucoup de charbonnages, où l'on s'est borné à remplacer le ressort à boudin par des ressorts à lames superposées analogues à ceux des voitures. La similitude est d'ailleurs tellement complète, que ces parachutes, qui fonctionnent aussi très-bien, doivent évidemment être attribués à l'heureuse initiative de l'inventeur.

Les parachutes à excentriques sont moins répandus, mais n'en ont pas moins rendu de très-grands services par leur efficacité. Nous présenterons comme type de construction celui qui est en usage aux mines de Blanzy et qui est représenté pl. XVIII.

La cage est suspendue par les étriers SS à une traverse composée de deux flasques en tôle. Les extrémités de ces deux flasques sont retournées en équerre et servent de support à deux arbres horizontaux portant à leur extrémité des excentriques.

Lorsque la traction du câble s'exerce sur l'appareil, deux ressorts en caoutchouc vulcanisé, qui sont attachés aux arbres, se trouvent tendus et maintiennent les arbres dans une position telle, que les excentriques qui sont tangents aux guides présentent leur petit diamètre ; par conséquent il n'y a pas contact. Si, au contraire, le câble vient à se rompre, les ressorts se détendent et font tourner les deux arbres, de telle sorte que les quatre excentriques qui sont taillés en scie s'incrustent instantanément dans les guides. Le poids de la cage tend à faire tourner davantage les arbres, et par conséquent à augmenter à la fois l'excentricité des roues et leur incrustation dans les guides.

Les objections faites aux parachutes à excentriques résultent de plusieurs insuccès dus à des vices de construction. Mais, lorsque leur construction est bonne, ces parachutes ne laissent rien à désirer, ainsi que le prouvera l'exemple suivant : le 20 juil-

let 1856, un câble se rompit au puits du Magny, près Blanzy, la cage étant un peu au-dessus de l'accrochage, en un point où les guides étaient doublées de tôle, les excentriques ne purent mordre sur cette tôle et la cage tomba avec une grande accélération ; mais dès que les excentriques retrouvèrent le bois, ils agirent, et la cage fut arrêtée après 3 mètres de cette action, malgré le poids de 260 mètres de câble qui était tombé sur la cage. Sur cette hauteur de 3 mètres, l'épaisseur du bois des guides fut réduite de moitié par l'action des excentriques sans qu'aucune pièce du parachute fût faussée.

Crochets de sûreté. — A la partie supérieure de ce parachute se trouve indiqué ce que l'on appelle un *crochet de sûreté* ou *évite-molette.*

Lorsqu'en effet on monte les cages ou les bennes jusqu'au jour, le câble passe sur des molettes qui, à l'aide d'un chevalet, sont soutenues à 8, 10, 12, et jusqu'à 16 mètres au-dessus de l'orifice du puits. Malgré cette élévation, il arrive quelquefois que le mécanicien n'arrête pas à temps et que la cage ou la benne vont frapper les molettes en les brisant ou se brisant elles-mêmes.



Fig. 141. *Crochet de sûreté.*

Le crochet de sûreté le plus simple est représenté fig. 141. Il est adapté à l'attache du câble et disposé de telle sorte, que le levier horizontal (qui peut se terminer par un appendice de forme quelconque) soit frappé par un point fixe avant d'arriver aux molettes. Ce levier rencontrant un obstacle s'abaisse et ouvre immédiatement le crochet, la cage tombe et le parachute agit de manière à la maintenir en place, pendant que le câble est seul entraîné par le mouvement du moteur : l'accident est ainsi évité, et il suffit de rattacher le câble au crochet pour rétablir l'appareil dans son état normal.

Le crochet employé à Blanzy est plus mécanique, mais repose exactement sur le même principe et sur un dispositif analogue.

Le crochet se compose de deux pièces représentées par les figures 2 et 3 de la planche XVIII. La petite pièce est mobile autour d'un axe horizontal porté par la pièce principale; une fois en place, le crochet est fermé et cette fermeture est maintenue par deux ressorts en caoutchouc vulcanisé.

Pour faire ouvrir ce crochet au moment convenable, une traverse inférieure est disposée de manière à rencontrer un heurtoir fixé sur la charpente au-dessous des molettes; cette traverse agit sur les ressorts en caoutchouc et le crochet est ouvert aussitôt; à ce moment le câble est détaché et le parachute maintient la cage suspendue.

Cette disposition par laquelle le crochet de sûreté et le parachute se trouvent réunis constitue un ensemble qui a rendu les plus grands services aux mines de Blanzy, en évitant les accidents et permettant de descendre et de monter les ouvriers mineurs sans aucun danger.

En effet, tous ces appareils de guidage, parachutes et crochets de sûreté n'ont pas seulement pour but de préserver le matériel, ils permettent la circulation dans les puits par le moteur, et ils épargnent ainsi aux ouvriers une fatigue inutile qui dans les mines profondes finissait par réagir d'une manière fâcheuse sur leur travail et sur leur santé.

La circulation mécanique des ouvriers dans les puits est à la fois commandée par l'humanité et par l'intérêt bien entendu de l'exploitation, elle exige non-seulement la réunion de tous les appareils préventifs contre les accidents, mais encore une très-grande vitesse dans le mouvement des cages.

Supposons un puits de 400 mètres de profondeur, 300 ouvriers sont nécessaires à son exploitation, et ces ouvriers doivent être réunis dans les chantiers le plus promptement possible, car ils sont presque tous solidaires les uns des autres et toutes les parties du travail doivent marcher simultanément, ainsi qu'on

l'a vu par l'exposé des méthodes d'exploitation. A 3 mètres de vitesse par seconde, le trajet du puits exigera 2 minutes, et y compris le temps d'arrêt 2 $\frac{1}{2}$; en une heure on pourra donc exécuter au maximum 20 voyages qui, à 10 ouvriers chacun, auront porté 200 ouvriers au fond; en une heure et demie les 300 ouvriers seront descendus. Il en faudra autant pour les remonter, c'est donc 3 heures par jour qui se trouveront employées à ce travail.

On voit d'après ce calcul que la vitesse de 3 mètres par seconde est une nécessité, car le temps consacré à la circulation des ouvriers est encore très-long, malgré cette vitesse. Si en effet la machine d'extraction est supposée marcher 11 heures par jour, il n'en restera que 8 pour extraire le produit en rocher e en charbon, abattu et roulé par les 300 ouvriers qui ont été descendus.

CABLES D'EXTRACTION.

Les câbles sont un des éléments essentiels d'une extraction; le choix des plus solides et des plus durables est d'autant plus important que les puits sont plus profonds. Le poids du câble développé s'ajoute en effet à celui des bennes ou cages à enlever et augmente d'autant les chances de rupture.

On emploie des câbles en chanvre, en aloès et en fil de fer; ces câbles sont ronds ou plats. Quelquefois on emploie des chaînes en fer.

Les câbles ronds en chanvre ou en aloès ne conviennent qu'aux faibles extractions qui ont lieu par treuils ou manéges. Lorsqu'en effet ces câbles doivent atteindre de grands diamètres, de 7 à 8 centimètres par exemple, dimensions nécessaires pour enlever des poids considérables à de grandes profondeurs, ce grand diamètre devient une cause de destruction très-rapide. Lorsque le câble s'enroule sur les molettes et sur les tambours, le grand diamètre détermine la rupture progressive des fils, parce qu'à

l'état d'enroulement la circonférence de la portion extérieure du câble est sensiblement plus grande que celle de la partie qui est en contact avec la surface du tambour. Il en résulte que les fils extérieurs se brisent et s'affaiblissent, et que le câble ne dure pas.

On préfère en conséquence des câbles plats dès que les exploitations dépassent 100 mètres de profondeur.

Ces câbles plats sont formés par l'assemblage de 4, 5 ou 6 câbles ronds, laminés et cousus ensemble. Ces câbles ronds sont ce qu'on appelle les *aussières* du câble plat; ils sont en général au nombre de six solidement cousus ensemble par une couture transversale; ils sont placés de telle sorte que les torons se trouvent en sens inverse, ainsi que l'indique la figure 142.

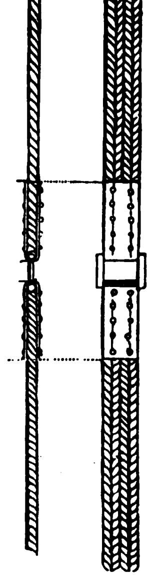


Fig. 142. *Câbles plats.*

Les câbles plats ont évidemment l'avantage de se briser beaucoup moins que les câbles ronds de force correspondante, par l'effet de l'enroulement. Leur emploi présente encore celui de permettre un enroulement sur bobines et par superposition, de telle sorte que le diamètre obtenu par cette superposition augmente à mesure que l'enroulement continue. Cette augmentation du diamètre d'enroulement est par chaque tour de bobine de deux fois l'épaisseur du câble, circonstance favorable pour le moteur.

Les câbles employés dans les mines pèsent de 4 à 7 kilogrammes le mètre courant, suivant leurs dimensions qui, pour enlever un poids donné, augmentent en raison de la profondeur des puits. Il faut en effet que le câble, outre la charge de la benne ou de la cage à enlever, soutienne encore son propre poids.

Un câble de 500 mètres pèsera environ 3500 kilog.; et la charge qu'il a à enlever ne dépasse pas en général 3000 kilogrammes. Les parties du câble les plus rapprochées de la cage ont par conséquent à supporter un effort beaucoup moins considérable que celles qui sont les plus rapprochées des bobines.

Afin de diminuer la charge qui résulte du développement du câble, on a fait pour les puits très-profonds des *câbles coniques*. Ce sont des câbles qui commencent près de la charge à 4 ou 5 kilogrammes par mètre et dont les dimensions croissent progressivement, de telle sorte que près du moteur le poids est porté à 7 et 8 kilog. par mètre. Les dimensions étant ainsi proportionnées aux efforts à supporter, le câble dure plus longtemps, mais on n'a pas l'avantage de pouvoir le retourner. Quoi qu'il en soit, on peut employer aujourd'hui, grâce aux câbles coniques, des câbles de 700 mètres qui font un bon service, et cette profondeur pourra certainement être dépassée.

Les câbles de mine sont toujours d'une force bien supérieure à celle qu'indiquerait le calcul; il faut en effet, pour qu'un câble puisse durer, qu'il ait un grand excédant de force, sans quoi il ne pourrait résister à l'usure progressive et aux chocs qui se produisent. La durée des câbles bien fabriqués varie en général de deux à trois années.

Dans beaucoup d'exploitations on substitue aux câbles en chanvre des câbles en fil de fer ou des câbles mixtes en fil de fer tressés autour de petites cordes en chanvre qui servent d'âme et donnent de la souplesse. Les câbles en fil de fer doivent être très-peu tordus et fabriqués avec des fils qui n'aient pas moins de 2 millimètres de diamètre; on les fait ronds ou plats. Les câbles en fer ne pèsent, pour un effort donné, que du tiers à la moitié des câbles en chanvre. Ils ne doivent être employés que dans les puits guidés où le câble n'est pas soumis à des mouvements de torsion qui le déforment. Un câble plat en fil de fer avait duré huit mois dans un puits non guidé; un câble de même dimension et de même construction a duré trois années dans un puits guidé.

Les câbles en fer ont l'inconvénient de se rompre subitement, sans qu'aucune circonstance ait pu le faire prévoir; aussi ne doit-on les employer que pour les puits ou la circulation des ouvriers n'a pas lieu par les cages. Lorsqu'on donne la préférence aux câbles en fer, il faut avoir soin de les enrouler sur des dia-

mètres aussi grands que possible et de les tenir toujours bien graissés et goudronnés afin d'empêcher l'oxidation. On préférera le fil de fer non recuit.

Les deux câbles d'une extraction doivent naturellement être enroulés en sens inverse sur le tambour ou sur les bobines. L'un s'enroule pendant que l'autre se déroule.

Il résulte de cette disposition qu'un des câbles est ployé dans le même sens sur sa bobine et sur sa molette, tandis que l'autre, ployé dans un sens sur la bobine, est ployé en sens inverse sur la molette. Le câble ainsi ployé en deux sens différents dure naturellement moins longtemps que l'autre, ce qui a conduit les ingénieurs à chercher des dispositions qui permettent aux câbles de s'enrouler tous deux dans le même sens. Ce résultat s'obtient par un engrenage supplémentaire; mais à l'inconvénient de la courte durée d'un câble on substitue celui de l'entretien d'un organe supplémentaire qui complique le mécanisme du moteur; on préfère généralement rester dans les conditions ordinaires, sauf à surveiller avec plus d'attention le câble placé dans les conditions les plus désavantageuses.

Dans beaucoup de cas, et surtout pour les puits peu profonds, on a substitué aux câbles des chaînes dont l'entretien est plus facile et la durée plus considérable. Mais l'usage des chaînes présente d'autres inconvénients : d'abord le fer s'étire et s'altère par la traction; une chaîne, bien que fabriquée avec le plus grand soin, subit, au bout d'un certain temps de service, des ruptures nombreuses; or, il est rare que la fracture d'une benne ne soit pas le résultat d'une rupture de la chaîne. En second lieu, le poids des chaînes étant constamment supérieur à celui des câbles, il faut employer un moteur plus puissant pour enlever la charge.

Les meilleures chaînes qui aient été faites sont celles de certaines mines du Cornwall; elles sont formées par la juxtaposition de deux chaînes dont les anneaux sont très-allongés ; les anneaux, dont le plan est vertical, sont frettés et maintenus dans leur juxtaposition par des tasseaux en bois. La chaîne,

ainsi faite d'éléments dont la position ne peut changer pendant le mouvement, constitue une sorte de chaîne à la Vaucanson et s'enroule sur des molettes polygonales. Ces chaînes sont d'ailleurs très-pesantes, et l'usage ne s'en est pas répandu. Enfin, on a essayé sans succès, dans une mine de Belgique, l'emploi direct du fer feuillard. L'usage des câbles en fil de fer se répand de plus en plus pour les puits guidés, leur supériorité paraissant incontestable sous le double rapport de la durée et de la légèreté.

APPAREILS D'EXTRACTION.

Les appareils employés pour l'extraction doivent être proportionnés aux efforts à produire. Lorsque, par exemple, on commence le fonçage d'un puits dans un terrain où les eaux d'infiltration ne gênent pas le travail, un simple treuil, mis en mouvement par quatre hommes, suffira au travail. Passé une profondeur de 30 à 60 mètres, suivant la section du puits, il faudra remplacer le treuil à bras par un vargue ou manége à molettes mis en mouvement par des chevaux. Pour une exploitation de quelque importance il faudra employer une machine à vapeur dont la force varie de 6 chevaux à 150, suivant les circonstances de l'extraction.

Lorsque les hommes sont employés comme moteurs, ils agissent au moyen d'un treuil placé au-dessus du puits. Les cordes sont directement enroulées sur le tambour du treuil, et la manœuvre est tellement simple, qu'elle n'a besoin d'aucune explication. Mais, le tambour du treuil ne pouvant avoir qu'un très-petit diamètre, $0^m,30$ à $0^m,50$, par exemple, cette méthode d'extraction est très-lente, et ne peut convenir que pour le fonçage d'un puits, ou dans les exploitations dont les matières à extraire sont de peu d'importance. Dans les carrières des environs de Paris on fait un grand usage de treuils à petit diamètre mis en mouvement par de grandes *roues à chevilles* (fig. 143).

Machine à molettes, avec renvoi de mouvement pour la préparation mécanique des minerais.

Page 571

Pour une exploitation de quelque activité, il faut nécessairement substituer au treuil une *machine à molettes* mue par des chevaux ou par une machine à vapeur.

Le manége convient spécialement aux gîtes métallifères, ordinairement situés loin des villes et des centres d'industrie.

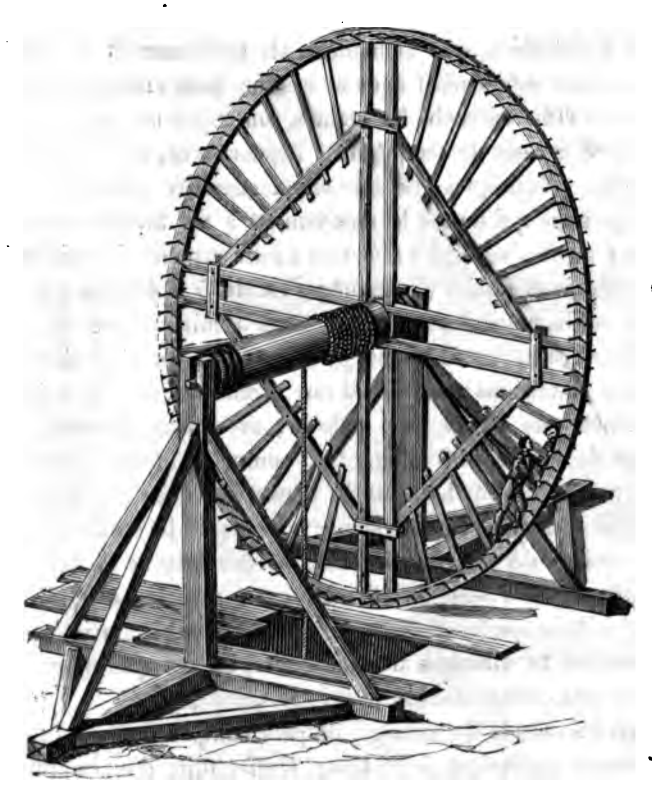


Fig. 143. *Treuil d'extraction des carrières aux environs de Paris.*

La planche XIX représente la disposition généralement adoptée pour les machines à molettes : un arbre vertical porte un tambour composé de deux cônes tronqués, afin que la corde puisse s'y enrouler d'elle-même avec régularité. Les deux cordes, enroulées en sens inverse, passent sur deux poulies qui les

renvoient dans l'axe du puits, de telle sorte qu'une benne descend pendant que l'autre monte.

Il suffira de jeter un coup d'œil sur la planche XIX pour comprendre cette disposition et les détails de la construction. Les chevaux, attelés au moyen d'arcs tournants, peuvent se retourner facilement lorsque la benne du fond est parvenue à l'accrochage et qu'il faut en remonter une autre. Il est rare, dans les mines métallifères, que le manége ait suffisamment à extraire pour utiliser sa journée ; dans ce cas, on peut enrouler les cordes après avoir décroché les bennes, embrayer un engrenage et consacrer le reste du temps soit à l'épuisement, soit à des préparations mécaniques. Ce but supplémentaire est indiqué par un engrenage qui donne le mouvement à un tordoir composé de deux meules verticales affectées à l'écrasement des minerais.

La vitesse ordinaire des manéges est de 3 à 4 tours par minute ; le diamètre des tambours est déterminé d'après le poids à soulever comprenant la charge et le poids du câble déroulé. Dans les conditions moyennes d'une profondeur de 100 mètres, le diamètre de $1^{m},30$ peut enlever, avec deux chevaux, une charge de 600 à 800 kilog., tout compris ; le manége ayant 5 mètres de rayon. Lorsque le départ est effectué, la charge est de plus en plus équilibrée par le poids de la corde descendante qui se déroule. Le mouvement des bennes a, dans ces conditions, une vitesse de 20 mètres par minute ou $0^{m},33$ par seconde. Avec quatre chevaux on pourra doubler la vitesse en augmentant le diamètre des tambours, ou, ce qui est mieux, enlever une charge double.

Dans les calculs de manége, on peut compter l'effort du cheval comme équivalant à 60 kilog. L'effet utile d'un cheval en une journée, et pour une profondeur moyenne de 100 mètres, est toujours un peu au-dessus de 1 000 000 kilog. élevés à 1 mètre. Il faudrait plus de six hommes, travaillant à un treuil, pour arriver au même résultat. (L'effet utile, réel, d'un homme appliqué à l'extraction est de 150 000 k. m. ; l'effet théorique étant, d'après Belidor, de 173 000 k. m.)

La vitesse des manéges ne permettant qu'une extraction faible et insuffisante lorsqu'il s'agit de matières telles que la houille, ou de minerais de peu de valeur qui doivent être triés au jour, il faut avoir recours à un moteur plus puissant ; ce moteur est ordinairement la vapeur.

Un appareil d'extraction par machine à vapeur se compose : 1° des *molettes* ou poulies placées au-dessus du puits et sur lesquelles passent les câbles ; 2° d'une charpente dite *chevalet*, ou *belle-fleur*, qui supporte ces molettes ; 3° de *bobines* ou *tambours* d'enroulement des câbles ; 4° enfin de la *machine motrice*. Nous examinerons successivement ces diverses parties de l'appareil.

Molettes. — Les molettes sont de véritables poulies de renvoi qui doivent satisfaire aux conditions suivantes : avoir un diamètre assez grand pour ne pas briser les câbles; servir de guide au câble et présenter par conséquent une gorge assez profonde pour que le câble ne puisse s'en échapper ; enfin offrir toutes les conditions de solidité convenables pour résister à la charge qu'elles doivent porter et aux chocs accidentels, inévitables pendant le service.

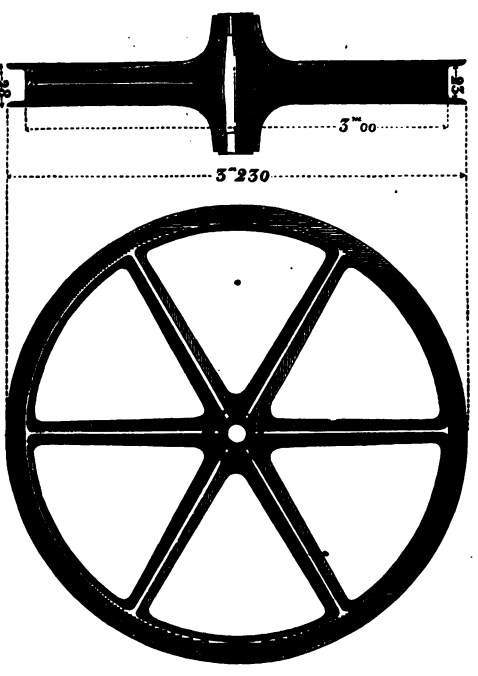


Fig. 144. *Molettes.*

Les molettes se font généralement en fonte, et la figure 144

représente une molette de 3 mètres de diamètre qui satisfait à toutes les conditions que nous venons d'énoncer. C'est le modèle adopté pour les puits principaux de Blanzy, et pour le cas des câbles plats en chanvre ou en aloès.

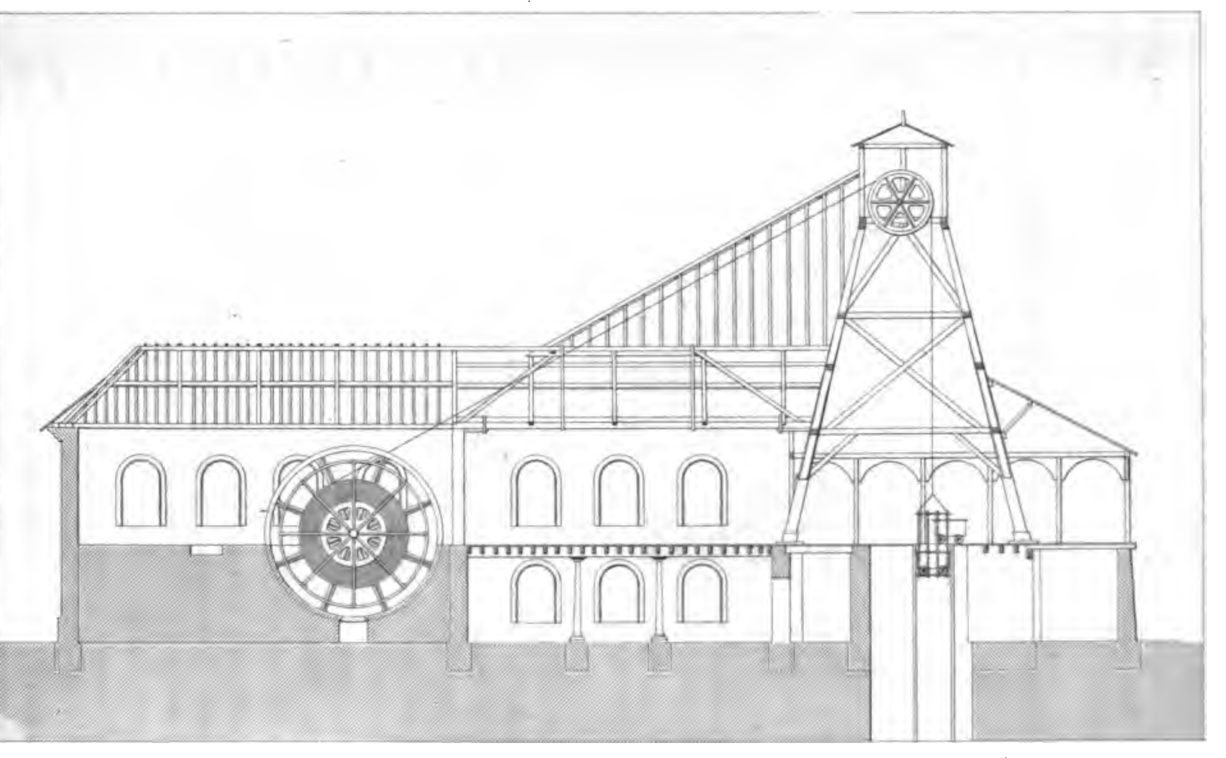
Le câble est supposé avoir $0^m,16$ à $0^m,18$ de largeur; il est maintenu par des bords latéraux de $0^m,115$ de hauteur dans la gorge de la poulie dont la largeur est de $0^m,23$. La disposition des bras et du moyeu assure les conditions de solidité et de stabilité désirables. Un axe en fer forgé de 10 centimètres de diamètre au tourillon et deux paliers latéraux fixés sur la charpente servent de support à cette molette dont le poids est d'environ 1 500 kilogrammes.

On emploie beaucoup de molettes qui n'ont que 2 mètres de diamètre, mais on doit regarder ce chiffre comme un minimum au-dessus duquel il est bon de se tenir. Quant à la forme, elle varie suivant les dimensions des câbles : ainsi pour des câbles ronds, ou pour des cables en fer, on réduit la largeur de la molette et on donne à la gorge les formes convenables pour recevoir et maintenir le câble.

La construction des molettes ne présente, on le voit, aucune difficulté, mais elles ont une telle influence sur la durée des câbles, qu'on ne saurait trop insister sur l'adoption des grands diamètres, et sur les soins à donner pour les obtenir d'une régularité parfaite, c'est-à-dire bien rondes et bien centrées.

Chevalets. — Les chevalets d'extraction peuvent être rapportés à deux types de construction, l'un portant les molettes dans l'intérieur de quatre montants, l'autre les portant à l'extérieur. Ces deux types sont représentés, le premier sur la planche XX, et le second sur la planche XXI, les deux montants qui sont en avant du puits sur le chevalet indiqué pl. XXI ne servent que pour le guidage et peuvent être supprimés dans le cas où ce guidage n'existerait pas.

L'élément principal de la construction d'un chevalet est la hauteur qu'il doit avoir. Cette hauteur varie de 8 à 16 mètres; elle est déterminée par la hauteur des bennes ou cages, y com-



Disposition générale d'un appareil à extraction

Pag. 376

pris les attaches, et par la nécessité d'avoir, au-dessus du point où la cage doit être amenée, un espace suffisant pour qu'elle ne soit pas exposée à aller frapper les molettes. Un jeu de 4 à 5 mètres est en général très suffisant.

La disposition la plus employée est celle du chevalet à quatre montants inclinés, représenté pl. XX. Ce chevalet, formé de quatre pièces de $0^m,40$ à $0^m,30$ d'équarissage, reliées entre elles par des traverses et des croix de Saint-André, consolidées par des poinçons et supportées par quatre pieds en fonte, est à la fois solide et commode; il peut même servir de support à une couverture en forme de pavillon qui protége le puits et ses abords.

Les paliers des molettes sont supportés par quatre sommiers parallèles, posés sur le cadre qui termine le chevalet et réunit la partie supérieure des quatre montants.

Ce chevalet se prête à toutes les exigences du guidage ; il suffit en effet, pour soutenir les guides, de passer des pièces transversales appuyées sur les traverses.

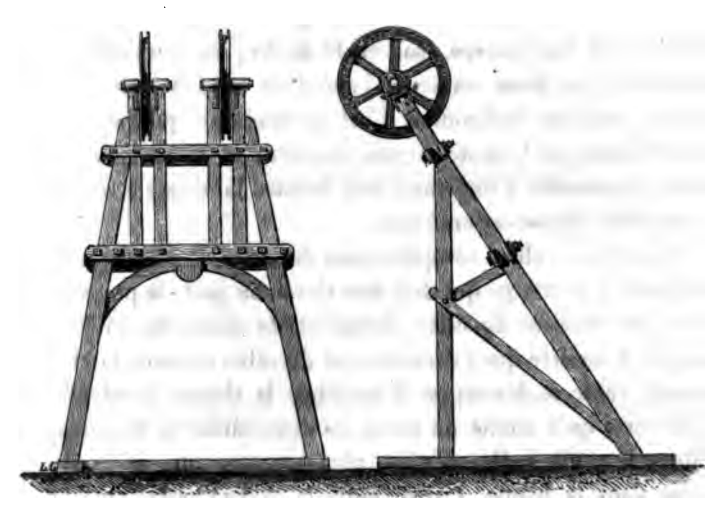


Fig 145. *Chevalet.*

Le chevalet que l'on peut appeler en *porte à faux* se compose de quatre pièces verticales ou inclinées, qui, à leur extrémité,

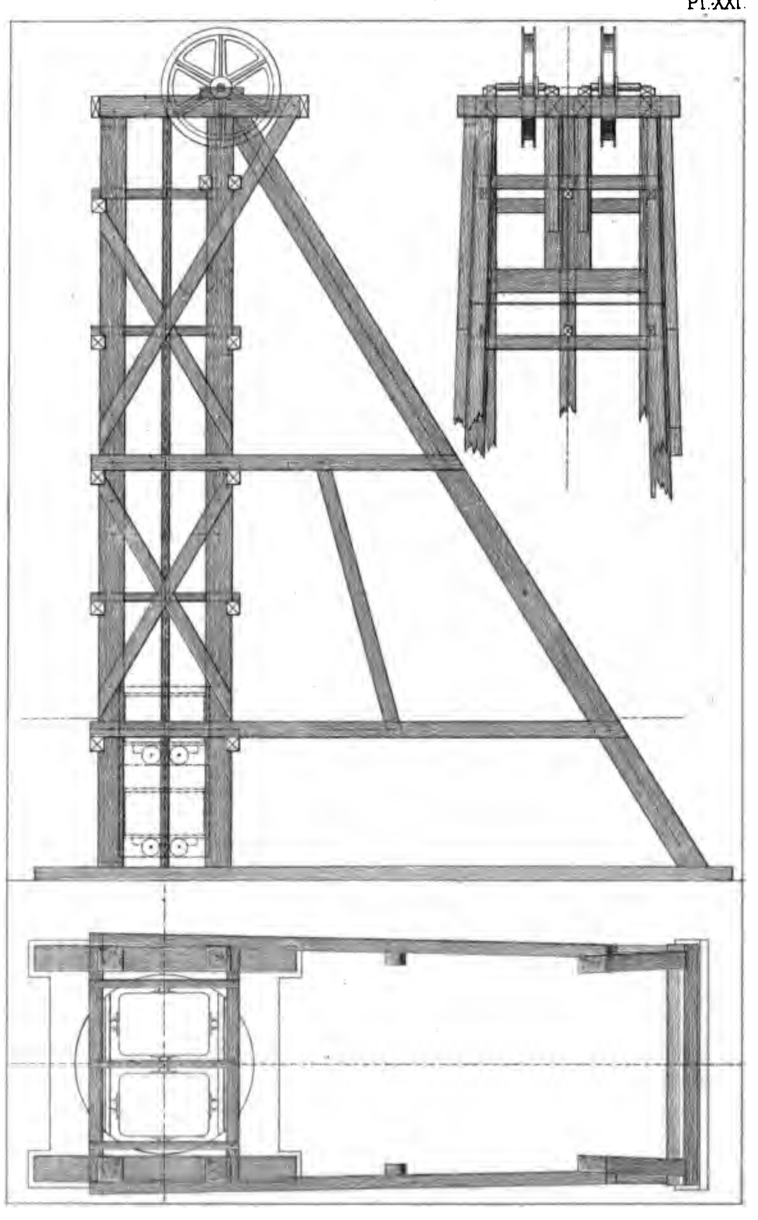
portent les molettes (fig. 145). Ces pièces sont soutenues par quatre piliers qui forment le chevalet, et l'ensemble est consolidé par des traverses et des moises partout où cela est nécessaire.

Cette disposition est surtout employée pour les hauteurs de 8 à 10 mètres et lorsqu'on se sert de bennes. Elle peut cependant s'adapter aussi aux cages guidées ; le chevalet représenté par la planche XXI satisfait à cette condition. Deux pièces verticales, placées en avant du puits, en complètent l'encadrement lorsqu'on doit employer des cages guidées.

Dans plusieurs localités, et notamment dans le bassin houiller de la Ruhr, on a souvent remplacé le chevalet par une maçonnerie solide et élevée, sous forme de tour carrée, qui supporte directement les sommiers sur lesquels sont fixées les molettes. Cette méthode a l'inconvénient d'entraîner des frais plus considérables que ceux qui résultent de l'installation des chevalets en bois ; elle a l'avantage de laisser les abords du puits plus libres et mieux dégagés.

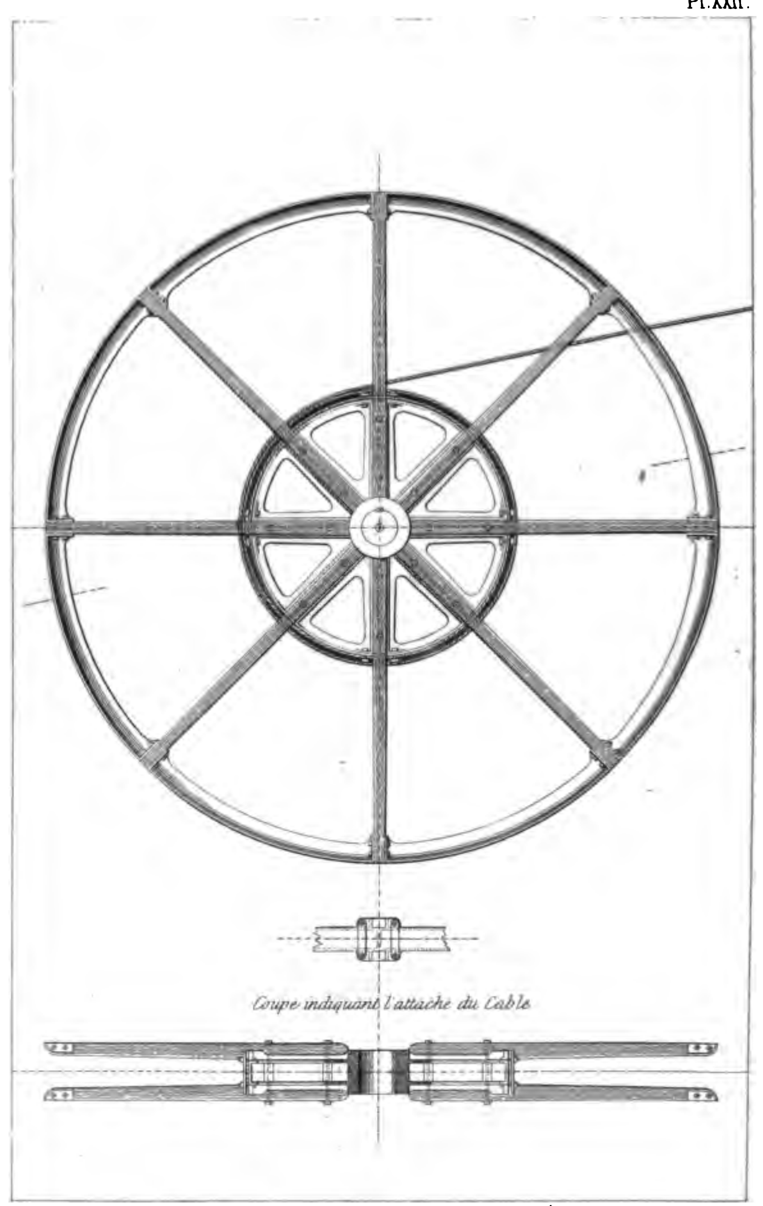
Tambours et bobines. — Lorsqu'on emploie des câbles ronds, soit en chanvre, soit en fil de fer, les deux câbles sont enroulés, l'un dans un sens, l'autre en sens inverse, sur un même tambour horizontal. C'est ce tambour qui est mis en mouvement par le moteur ; son diamètre et sa vitesse sont calculés de manière à imprimer aux bennes la vitesse convenable, mais cette vitesse est uniforme.

Lorsqu'un câble, complétement déroulé, est attaché au fond du puits à la charge qui doit être élevée au jour, le poids à soulever se compose de cette charge et du poids du câble développé. A mesure que l'enroulement du câble remonte la charge, l'autre câble se développe et équilibre la charge montante, de telle sorte qu'à moitié du puits, les deux câbles se faisant équilibre, le poids à élever n'est plus composé que de la charge mise dans la benne. Lorsqu'enfin la charge arrive au jour, le câble ascendant se trouvant complétement enroulé, tandis que le câble descendant est déroulé, le poids de ce câble équilibre une partie de la charge.



Chevalet d'extraction avec Cages guidées

Pag 376



Bobine pour Cables plats

Il résulte de cette condition un mouvement irrégulier, en ce sens que le moteur est très-chargé au départ, tandis qu'à l'arrivée sa vitesse tend à s'accélérer par la diminution de la résistance. C'est pour régulariser ce mouvement qu'on emploie souvent des tambours coniques qui font varier la vitesse de l'ascension. On arrive difficilement à régulariser l'enroulement des câbles sur des tambours coniques, et c'est seulement par l'emploi des bobines que l'on peut faire varier les vitesses de manière à obtenir une résistance constante, ou du moins de manière à se rapprocher très-sensiblement de cette condition essentielle.

Une bobine (fig. 146) se compose d'un tambour étroit, en

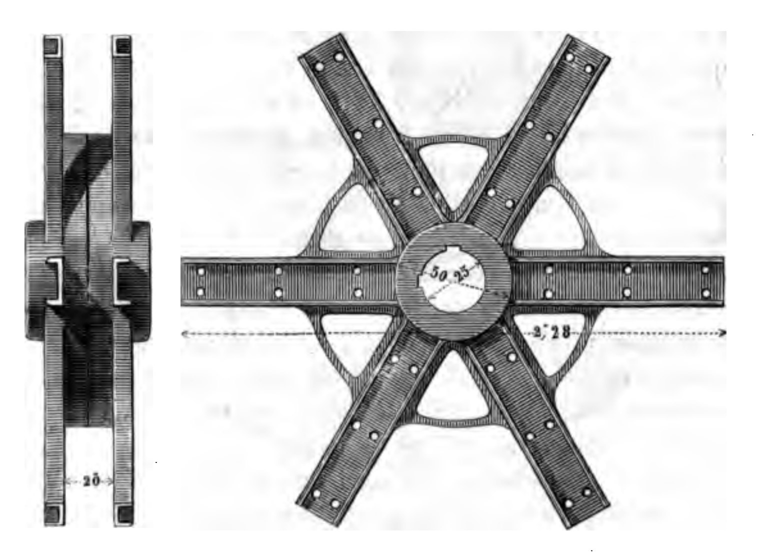


Fig. 146. *Bobine fixe.*

fonte, portant un certain nombre de bras latéraux, en bois, boulonnés sur les bras de fonte. Les extrémités des bras sont réunies par un cercle en fer ou en fonte ainsi qu'il est indiqué par la planche XXII qui représente une bobine complétement montée. Il résulte de cette construction que le tambour se trouve placé au fond d'une gorge profonde dont la largeur est

un peu supérieure à celle du câble plat que l'on doit employer. Ce câble pourra donc être enroulé sur lui-même, de sorte qu'après chaque révolution les épaisseurs se superposent. Le diamètre d'enroulement augmente ainsi à chaque tour de deux fois l'épaisseur du câble, soit de 6 à 8 centimètres.

Cette variation rapide du diamètre d'enroulement et par conséquent de la circonférence développée par chaque tour, permet de calculer un diamètre initial tel, que la variation du poids à élever est compensée par la variation de la vitesse d'ascension, de sorte que la force à développer par le moteur soit constante. Le diamètre calculé ne peut pas toujours être rigoureusement appliqué, parce que la vitesse se trouve réglée à l'avance par les conditions de l'extraction; mais on s'en rapproche autant que le permettent les circonstances.

La bobine représentée pl. XXII est employée en Belgique; son diamètre initial est de 2 mètres, condition qui s'applique à un grand nombre des puits du pays. Le câble est d'abord placé sur un bout de câble formant remplissage et coupé en biseau à ses deux extrémités, de manière à ne pas altérer la régularité du cercle d'enroulement, il est fixé au tambour par des frettes boulonnées qui le pincent et le serrent sur le tambour, puis enroulé sur lui-même. Dans cet exemple le centre ou estomac de bobine est fondu d'une seule pièce. Dans la construction indiquée fig. 146, la bobine est composée de deux plateaux juxtaposés.

Le mode d'attache du câble sur le tambour de la bobine n'est pas sans importance, parce qu'on est souvent obligé de tâtonner pour régler la longueur relative des deux câbles. Cette longueur relative doit être telle, que, lorsqu'une cage ou benne arrive au jour et est posée sur le clichage du puits, l'autre doit être en même temps arrivée à l'accrochage et posée sur le clichage du fond.

On obtient la précision convenable avec d'autant plus de difficulté que les câbles s'allongent sous l'action de la charge et que les longueurs une fois réglées se modifient. Enfin, si l'on

veut changer d'accrochage, il faut pouvoir donner ou retirer du câble d'un côté.

Pour faciliter ces manœuvres et n'avoir pas besoin chaque fois de dérouler complétement un câble pour en changer les attaches, on monte les bobines de telle sorte qu'une seule est fixe et directement calée sur l'arbre, l'autre étant mobile et simplement boulonnée sur un manchon. La figure 147 représente un tambour de bobine disposé suivant ces conditions et

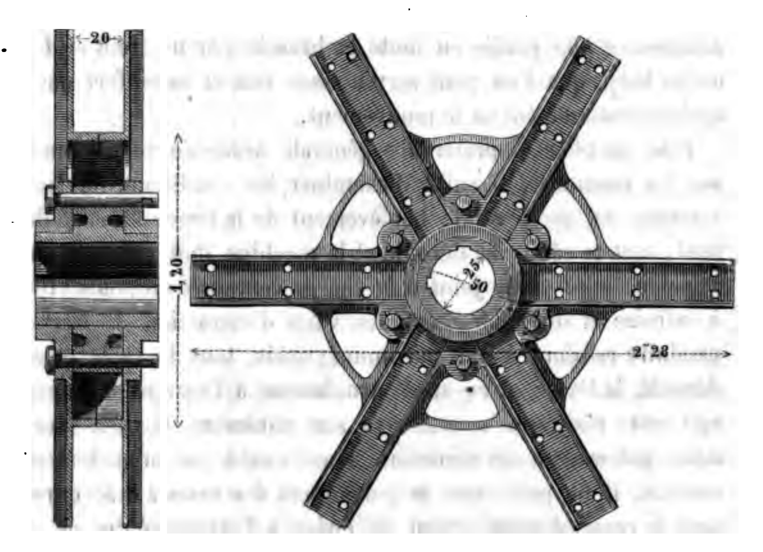


Fig. 147. *Bobine mobile.*

employé dans les mines de Saint-Étienne. Le diamètre initial de cette bobine est de $1^m,20$ seulement ; on peut l'augmenter en chargeant le cercle initial d'une certaine longueur de câble qui ne se déroule pas. La largeur est de $0^m,20$, convenable pour des câbles de $0^m,018$ de largeur. Lorsqu'on place les bras en bois, on a soin d'augmenter cette largeur de 5 à 6 centimètres à l'entrée de la bobine, pour faciliter l'entrée du câble. Cette bobine mobile est portée par un manchon à bride, lui-même calé sur l'arbre ; elle est fixée à ce manchon par des

un peu supérieure à celle du câble plat que l'on doit employer. Ce câble pourra donc être enroulé sur lui-même, de sorte qu'après chaque révolution les épaisseurs se superposent. Le diamètre d'enroulement augmente ainsi à chaque tour de deux fois l'épaisseur du câble, soit de 6 à 8 centimètres.

Cette variation rapide du diamètre d'enroulement et par conséquent de la circonférence développée par chaque tour, permet de calculer un diamètre initial tel, que la variation du poids à élever est compensée par la variation de la vitesse d'ascension, de sorte que la force à développer par le moteur soit constante. Le diamètre calculé ne peut pas toujours être rigoureusement appliqué, parce que la vitesse se trouve réglée à l'avance par les conditions de l'extraction; mais on s'en rapproche autant que le permettent les circonstances.

La bobine représentée pl. XXII est employée en Belgique; son diamètre initial est de 2 mètres, condition qui s'applique à un grand nombre des puits du pays. Le câble est d'abord placé sur un bout de câble formant remplissage et coupé en biseau à ses deux extrémités, de manière à ne pas altérer la régularité du cercle d'enroulement, il est fixé au tambour par des frettes boulonnées qui le pincent et le serrent sur le tambour, puis enroulé sur lui-même. Dans cet exemple le centre ou estomac de bobine est fondu d'une seule pièce. Dans la construction indiquée fig. 146, la bobine est composée de deux plateaux juxtaposés.

Le mode d'attache du câble sur le tambour de la bobine n'est pas sans importance, parce qu'on est souvent obligé de tâtonner pour régler la longueur relative des deux câbles. Cette longueur relative doit être telle, que, lorsqu'une cage ou benne arrive au jour et est posée sur le clichage du puits, l'autre doit être en même temps arrivée à l'accrochage et posée sur le clichage du fond.

On obtient la précision convenable avec d'autant plus de difficulté que les câbles s'allongent sous l'action de la charge et que les longueurs une fois réglées se modifient. Enfin, si l'on

veut changer d'accrochage, il faut pouvoir donner ou retirer du câble d'un côté.

Pour faciliter ces manœuvres et n'avoir pas besoin chaque fois de dérouler complétement un câble pour en changer les attaches, on monte les bobines de telle sorte qu'une seule est fixe et directement calée sur l'arbre, l'autre étant mobile et simplement boulonnée sur un manchon. La figure 147 représente un tambour de bobine disposé suivant ces conditions et

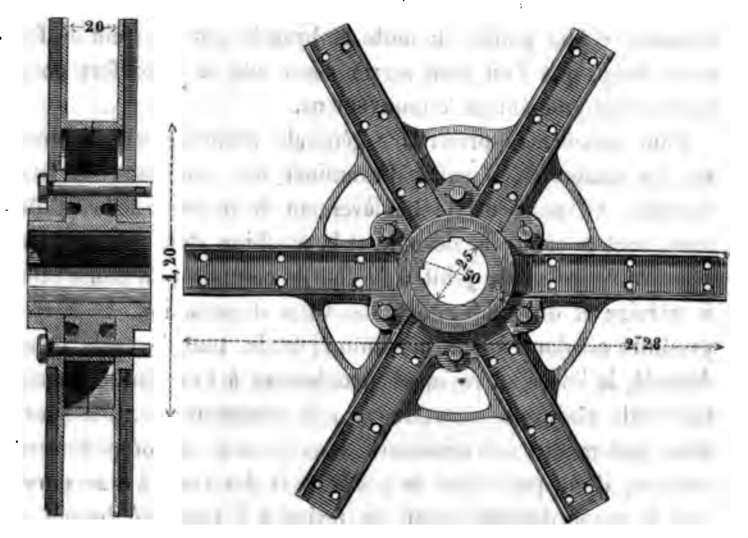


Fig. 147. *Bobine mobile.*

employé dans les mines de Saint-Étienne. Le diamètre initial de cette bobine est de 1^{m},20 seulement ; on peut l'augmenter en chargeant le cercle initial d'une certaine longueur de câble qui ne se déroule pas. La largeur est de 0^{m},20, convenable pour des câbles de 0^{m},018 de largeur. Lorsqu'on place les bras en bois, on a soin d'augmenter cette largeur de 5 à 6 centimètres à l'entrée de la bobine, pour faciliter l'entrée du câble. Cette bobine mobile est portée par un manchon à bride, lui-même calé sur l'arbre ; elle est fixée à ce manchon par des

boulons transversaux. Il suffit par conséquent de retirer ces boulons pour pouvoir ensuite mouvoir la bobine, donner du câble dans le puits ou en retirer.

Les deux bobines, l'une fixe, l'autre mobile, sont calées sur un arbre en fonte ou en fer forgé. Dans le premier cas, on ne saurait donner trop de force à cet arbre en prévision des chocs auxquels il est exposé.

On place généralement entre les deux bobines un frein assez puissant pour arrêter l'appareil en cas d'accident. Ce frein se compose d'une poulie en fonte embrassée par un frein en fer ou en bois, que l'on peut serrer assez vite et assez fort pour arrêter instantanément le mouvement.

Pour justifier la préférence générale accordée aux bobines sur les tambours, il suffit d'examiner les conditions de leur marche. Au moment de l'enlèvement de la benne ou cage du fond, tout le câble est déroulé et la machine doit enlever tout le poids de ce câble joint à la charge composée du poids utile à extraire et du poids mort des vases d'extraction. L'effort à produire est donc à son maximum ; mais, tout le câble étant déroulé, le levier ou rayon d'enroulement à l'extrémité duquel agit cette résistance se trouve à son minimum, la vitesse sera donc également à son minimum. L'autre câble est complétement enroulé, il ne porte que le poids mort des vases à descendre, mais le rayon d'enroulement ou levier à l'extrémité duquel ce poids agit est à son maximum, la vitesse de descente va donc atteindre également son maximum.

A chaque tour de la machine, le câble ascendant s'enroulant pendant que le câble descendant se déroule, les rayons d'action des deux bobines tendent à se rapprocher; par conséquent la résistance de la benne ou cage montante décroît, tandis que l'équilibre fourni par la benne ou cage descendante s'accroît. Les rayons arrivent à être égaux vers le point de rencontre, et alors les câbles et les poids morts s'équilibrent. Dans la seconde période de l'ascension de la charge, c'est le câble descendant qui devient plus lourd que le cable ascendant et qui tend à

equilibrer une partie même de la charge; mais alors le rayon d'enroulement ou bras de levier à l'extrémité duquel agit la charge dépasse le rayon d'enroulement ou bras de levier à l'extrémité duquel agit le câble descendant, et la différence des vitesses tend à compenser l'inégalité d'effort qui résulterait de ces conditions.

Généralement on n'arrive pas à employer un rayon initial de bobine tel, que l'effort à développer soit rigoureusement constant; mais on peut cependant compenser la grande inégalité qui existe entre les moments des deux périodes, d'une manière suffisante pour que les différences de l'action développée par le moteur ne puissent nuire à sa bonne marche. On peut, en un mot, éviter, par l'emploi des bobines, cette condition qui résulte de l'emploi des tambours et des gros câbles pour les puits profonds; la machine, qui au point de départ a un effort énorme à développer, se trouve au contraire, à l'arrivée de la benne à la recette, dans la nécessité d'agir comme frein; le poids déroulé du câble descendant étant, dans beaucoup de cas, supérieur au poids de la charge. Les bobines sont d'autant plus nécessaires que les câbles employés sont plus lourds et que le puits d'extraction est plus profond.

ÉTABLISSEMENT DES MOTEURS POUR L'EXTRACTION.

L'appareil d'extraction comprenant les câbles, molettes, chevalet et bobines, n'a plus besoin, pour être complet, que du moteur qui doit le mettre en mouvement.

La force d'une machine à vapeur appliquée à l'extraction est naturellement déterminée par le travail qu'on se propose d'exécuter. Sous le rapport de l'établissement mécanique de l'ensemble, deux cas peuvent être distingués : 1° L'emploi d'une machine de petite force, de 6 à 25 chevaux par exemple; 2° l'emploi de fortes machines de 50 à 150 chevaux.

La différence dans le mode d'établissement des machines

d'extraction, suivant la force employée, résulte de la différence des vitesses de ces machines. Ainsi, lorsque la course d'un cylindre à vapeur ne dépasse pas 1 mètre, la vitesse normale et nécessaire pour développer toute la force de la machine est au moins de 30 tours de manivelle par minute, tandis que les cylindres à grands diamètres auxquels on donne des courses de 2 mètres, conduisent seulement à un régime de 15 à 20 tours par minute. Dans le premier cas, on ne pourrait atteler directement la manivelle de la machine à l'arbre des bobines, la vitesse serait trop considérable ; on doit la diminuer par un engrenage.

La figure 148 indique la disposition d'un appareil avec en-

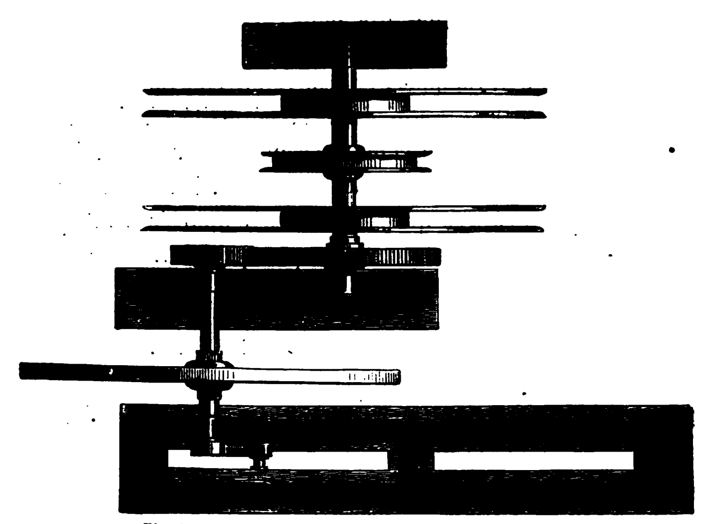
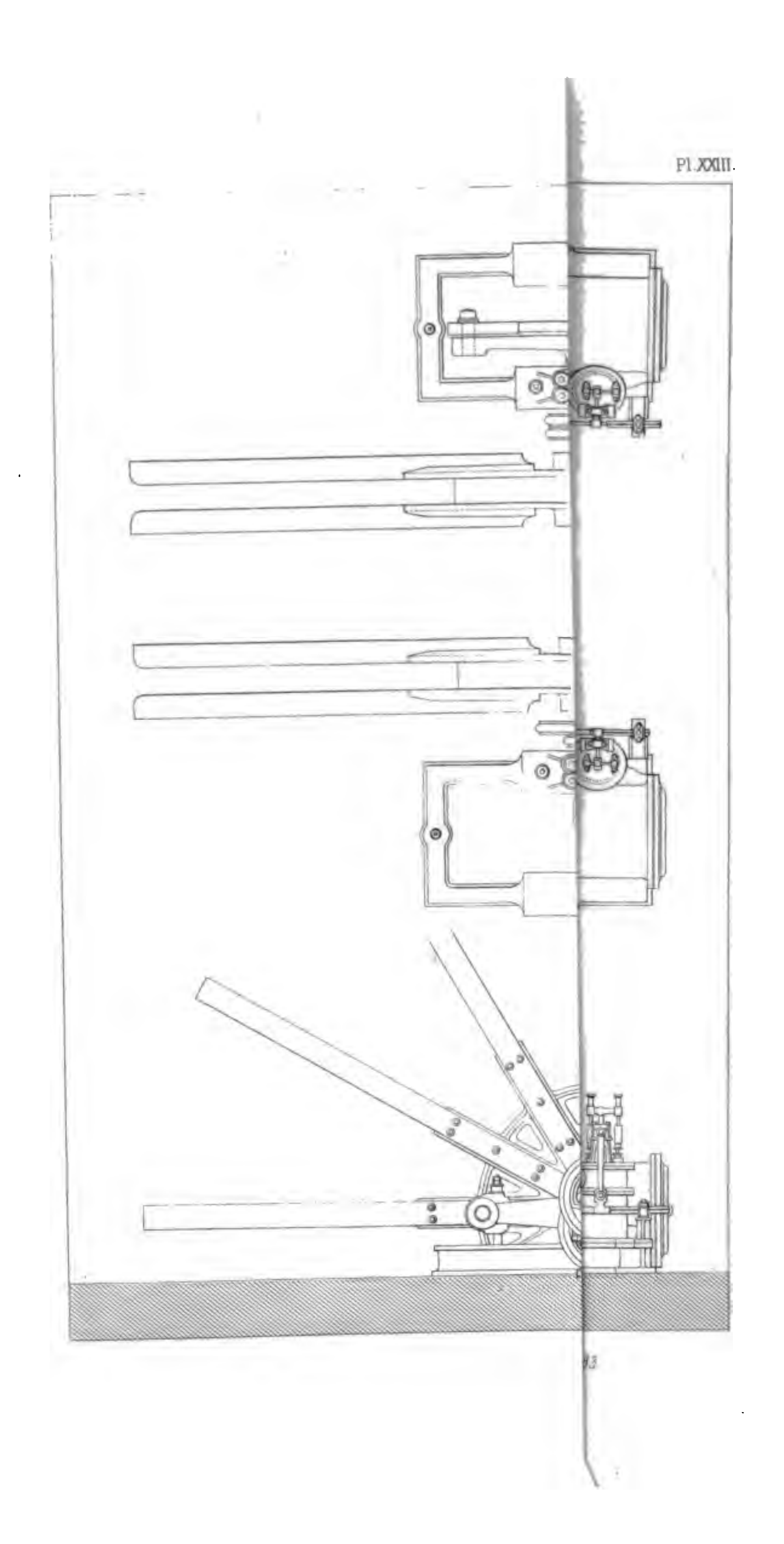


Fig. 148. *Disposition générale d'une machine d'extraction.*

grenage dans lequel le rapport du pignon et de la roue est 1 à 2. La machine à cylindre horizontal, représentée seulement par un bâtis en fonte qui porte à la fois le cylindre et l'arbre de la manivelle, est aujourd'hui d'un emploi presque général pour l'extraction.



Supposons un diamètre moyen d'enroulement de 2 mètres environ ; à la vitesse moyenne de 30 révolutions par minute, le développement du câble serait, d'après cette disposition, de 15 tours seulement pour les bobines. Ces 15 tours représenteraient près de 100 mètres, soit une vitesse moyenne de plus de 1^{m},50 par seconde, ce qui est suffisant pour les petites machines.

Pour les grandes machines cette vitesse doit être doublée. Supposons donc un puits profond et un diamètre moyen d'enroulement d'environ 3 mètres, soit 9 mètres de développement de câble par tour de bobine. Si l'on supprime l'engrenage et que l'on attelle directement la manivelle de la machine à l'arbre des bobines, la vitesse sera de 20 tours par minute, soit 180 mètres de développement de câble. C'est précisément une vitesse de 3 mètres par seconde, vitesse normale pour des puits guidés et de grande profondeur.

La disposition aujourd'hui la plus usitée consiste à placer de chaque côté de l'arbre des bobines deux machines accouplées sur deux manivelles perpendiculaires. Cette disposition est indiquée par la planche XXIII, qui représente une machine construite par M. Revollier de Saint-Étienne.

Les cylindres de cette machine ont 0^{m},80 de diamètre et 2 mètres de course, dimensions également adoptées pour les fortes machines de Blanzy.

Cet accouplement de deux cylindres, sur des manivelles perpendiculaires, permet de supprimer le volant, de sorte que le mécanicien peut arrêter presque immédiatement le mouvement, malgré la grande vitesse imprimée aux câbles.

L'exécution de ces grandes machines d'extraction présente quelques difficultés qui n'ont pas toujours été surmontées par les constructeurs et qui dans plusieurs bassins en ont retardé l'emploi. La distribution de vapeur doit être disposée de telle sorte que les machines soient très-faciles à gouverner par un seul mécanicien. Il faut que ce mécanicien puisse arrêter presque subitement la machine et renverser à volonté le sens du

mouvement. L'usage des cages d'extraction a encore augmenté ces exigences, car ces cages doivent être arrêtées avec précision un peu au-dessus des taquets du clichage, puis descendues doucement sur ces taquets. Les cages étant quelquefois très-hautes, un demi-tour de bobine de trop les enverrait sur les molettes.

Ces nécessités spéciales du mouvement des machines d'extraction sont difficiles à obtenir par les distributions à tiroirs ; les tiroirs qui ont de grandes surfaces présentent en effet des résistances que le mécanicien peut difficilement surmonter. En Belgique, on y est arrivé en séparant les tiroirs d'admission de vapeur qui se placent en dessus des cylindres, des tiroirs d'échappement qui se placent en dessous. Les premiers, étant seuls comprimés par la vapeur, sont aussi réduits que possible dans leurs dimensions et se gouvernent d'autant plus facilement. On a également atteint le but en plaçant sur le cylindre un robinet dit d'équilibre qui met subitement en communication les deux faces du piston moteur. Mais, dans notre opinion, la véritable solution est dans l'emploi des soupapes à double recouvrement pour la distribution de ces machines. Ces soupapes si faciles à soulever, lors même qu'elles sont sous la pression de la vapeur, répondent à toutes les exigences du mouvement. La planche XXIV représente la distribution appliquée à un des cylindres de la machine de M. Revollier de Saint-Étienne. On peut même, à l'aide de ces distributions à soupapes, appliquer la détente aux machines d'extraction, condition presque impossible à réaliser avec les machines à tiroirs.

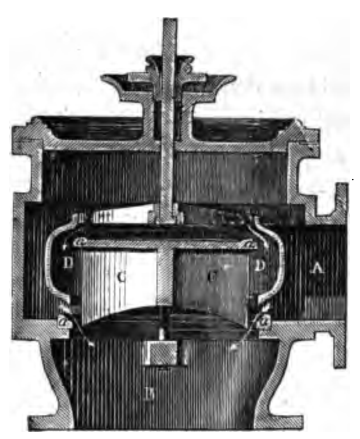
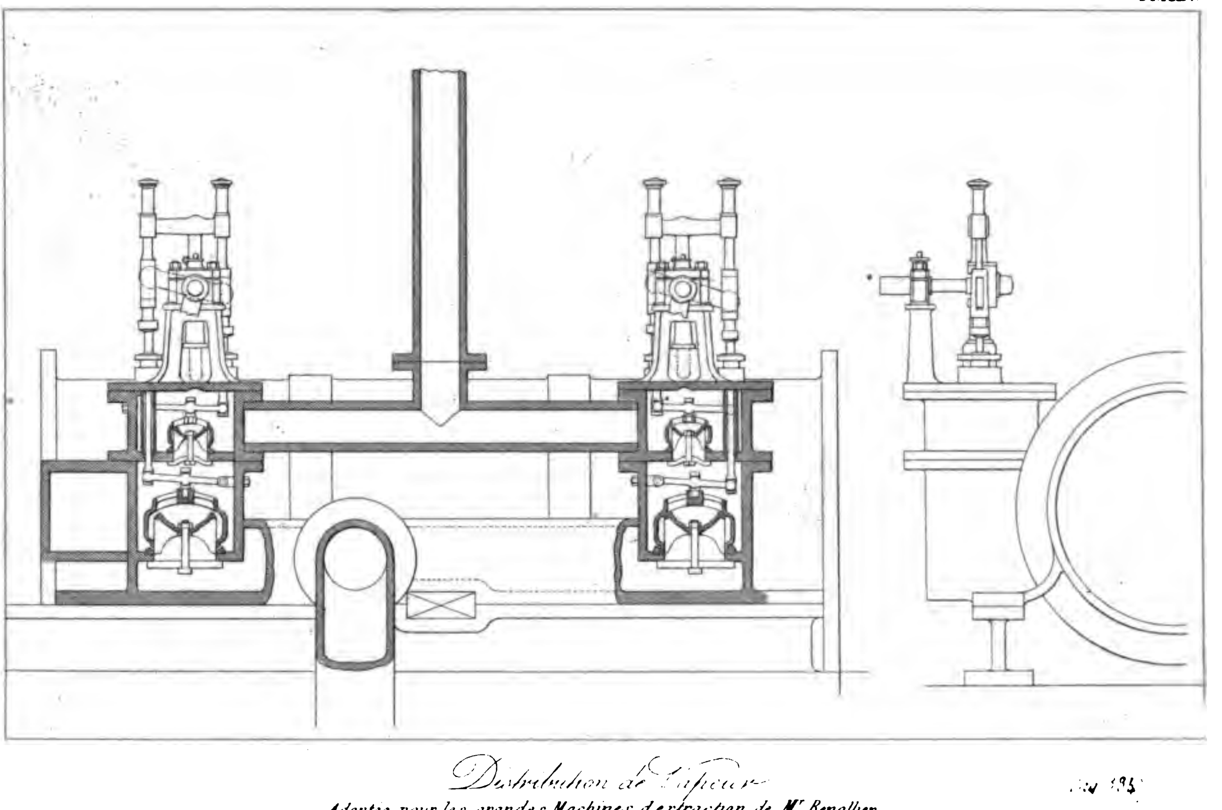


Fig. 149. *Soupape à double recouvrement.*

Pl. XXIV.



Distribution de Vapeur

Adoptée pour les grandes Machines d'extraction de Mr Revollier

Les soupapes à double recouvrement, dont la figure 149 indique la disposition, sont principalement appliquées aux machines d'épuisement dites du Cornwall; nous donnerons quelques détails sur leur construction en décrivant ces machines.

En principe, tous les systèmes de machines à vapeur peuvent être employés comme machine d'extraction, à la condition d'avoir un système de distribution facile à gouverner. Les machines de Woolf, à deux cylindres, à détente et condensation, ont été autrefois d'un usage très-répandu dans nos houillères du Nord. Aujourd'hui on préfère en général les machines plus simples, sans condensation, à cylindre horizontal.

L'appareil d'extraction doit être pourvu de tous les détails qui peuvent en faciliter la manœuvre. Ainsi on place sur le câble des repères qui annoncent la proximité de la benne, ou bien, à 25 mètres du jour, on fixe dans le puits un levier que la cage rencontre en montant et qui met en mouvement une sonnette d'avertissement. Le mécanicien peut alors ralentir le mouvement et prendre ses dispositions pour arrêter au moment convenable.

On place également sous les yeux du mécanicien un tableau portant deux fils enroulés en sens inverse et mis en mouvement par un petit axe fixé à l'extrémité de l'arbre moteur des bobines. Ces deux fils, auxquels sont attachées deux petites cages, représentent à chaque moment, et sur une échelle réduite, la position des deux cages d'extraction. En indiquant sur ce tableau les niveaux d'accrochage et tous les repères convenables, le mécanicien voit d'une manière continue et précise le mouvement qu'il imprime aux deux cages, de manière à éviter toute fausse manœuvre.

Épuisement par les bennes. — Toute machine d'extraction doit pouvoir être employée à l'épuisement des eaux.

Les dispositions à prendre pour cela sont des plus simples; elles se réduisent à remplacer les bennes ou les cages d'extraction par des bennes ou des caisses d'épuisement. Ces bennes ou caisses sont pourvues, sur leur fond, d'une large soupape qui, lorsqu'on les plonge dans le puisard, en permet le remplissage rapide.

On les enlève ensuite au jour, où un appareil permet de les vider.

Pour vider les bennes à soupapes, on peut les renverser sur un déversoir qui rejette les eaux dans une rigole ouverte sur la halde ; ou bien les enlever un peu au-dessus du puits, puis les faire reposer sur un chariot mobile que l'on roule dessous. La soupape du fond, en se posant sur le chariot récepteur, s'ouvre et laisse écouler les eaux à l'extérieur. La même disposition peut être appliquée aux caisses en tôle que l'on substitue aux cages ; en général, toute disposition est bonne, pourvu que le vidage soit rapide, complet, et qu'une partie des eaux ne retombe pas dans le puits, comme cela arrive quelquefois dans les installations défectueuses.

La capacité des bennes ou caisses d'épuisement varie généralement entre 1000 et 2000 litres. Dans un puits guidé, d'une profondeur moyenne de 400 mètres, on pourra élever et vider en moins de cinq minutes une caisse de deux mètres cubes. Ce qui correspond à 24 mètres cubes par heure. En supposant que l'on consacre dix heures par jour à l'épuisement, ce sera 240 mètres cubes par jour, soit une venue d'eau de 10 mètres cubes par heure.

Cette quantité est une limite devant laquelle s'arrête l'épuisement par les machines d'extraction. Ce mode d'épuisement exige un puisard capable de contenir les eaux qui s'accumulent pendant les heures de chômage. On l'obtient, si le puits n'est pas assez profond, en perçant une galerie à sa base. Lorsque ce mode d'épuisement ne suffit plus, il faut nécessairement avoir recours à une machine spéciale.

Versage et criblage. — Les waggons sont sortis de la cage dès qu'elle a été posée sur les taquets du clichage. Si la cage est à un seul étage, cette sortie s'obtient rapidement ainsi que la substitution du waggon vide au waggon plein. S'il y a deux, trois ou quatre étages, alors il faut soulever la cage et présenter successivement tous les étages devant le tablier du clichage. Pour chacun de ces étages le mécanicien enlève la cage et la laisse ensuite poser sur les taquets au point réglé par le niveau

des recettes. Cette manœuvre s'exécute assez rapidement pour deux étages; mais, s'il y en a quatre, on perdrait trop de temps et l'on dispose un plancher supérieur pour faire le service d'un étage du dessus pendant qu'au plancher de la halde on fait le service des étages du dessous. Une cage à quatre étages peut être ainsi débarrassée en deux manœuvres de la machine.

Lorsqu'on a deux planchers de déchargement, il faut des-

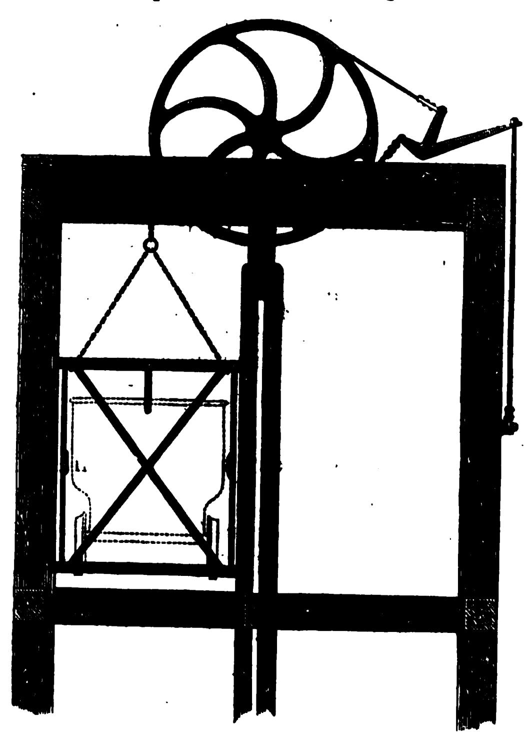


Fig. 150. *Écluse sèche pour descendre les berlines.*

cendre les waggons pleins du plancher supérieur pour les conduire au versage, et y remonter les waggons vides pour les remettre dans la cage à la place des waggons pleins. Cette manœuvre s'exécute à l'aide d'une écluse sèche, automotrice, qui fonctionne verticalement d'après le même principe qu'un plan incliné auto-

moteur. La disposition d'une de ces écluses sèches est représentée fig. 150. C'est une cage qui reçoit la berline pleine, et qui est retenue par un contre-poids. La poulie qui sert à cet équilibre est munie d'un frein qui sert à régler la descente.

Sur le plancher principal et en avant du chevalet sont établis les *verseurs* qui servent à basculer et vider les waggons. Ces verseurs peuvent être rapportés à deux types de construction.

Le plus ordinairement employé consiste en deux volants ou roues verticales, supportées chacune par un tourillon latéral en porte à faux, et reliées entre elles par des entretoises. Ces roues portent à leur partie inférieure deux bouts de rails en prolongement d'une voie qui sert à faire entrer un waggon entre elles deux. Ce waggon se trouve emprisonné dans le verseur, que l'on peut faire tourner de manière à le renverser complétement et à le vider instantanément.

Dans l'autre disposition, les roues latérales sont remplacées par deux étriers en fer, suspendues sur des tourillons, et dans lesquelles les roues du waggon viennent s'emprisonner. On peut ainsi retourner le waggon prisonnier, qui reste suspendu par ses roues et ses essieux.

Ces deux verseurs peuvent être fixes ou mobiles. Ils sont représentés par la planche XXV.

Les figures 1, 2 et 3 de cette planche représentent un verseur à volants, employé aux mines de Blanzy. Il est monté sur un cadre à quatre roues qui est mobile sur une estacade, de sorte que le waggon, une fois engagé, peut être déplacé latéralement et versé sur divers points de la halde, suivant les exigences du service.

Les figures 4 et 5 représentent un verseur à étriers, que l'on emploie de préférence comme verseur fixe et surtout pour les petits waggons.

Un versage, au sortir du puits d'extraction, n'est presque jamais un simple transbordement, on en profite pour faire une première classification par un criblage.

Devant les verseurs on établit en conséquence un *crible*, c'est-à-dire une grille inclinée sur laquelle on fait glisser le contenu

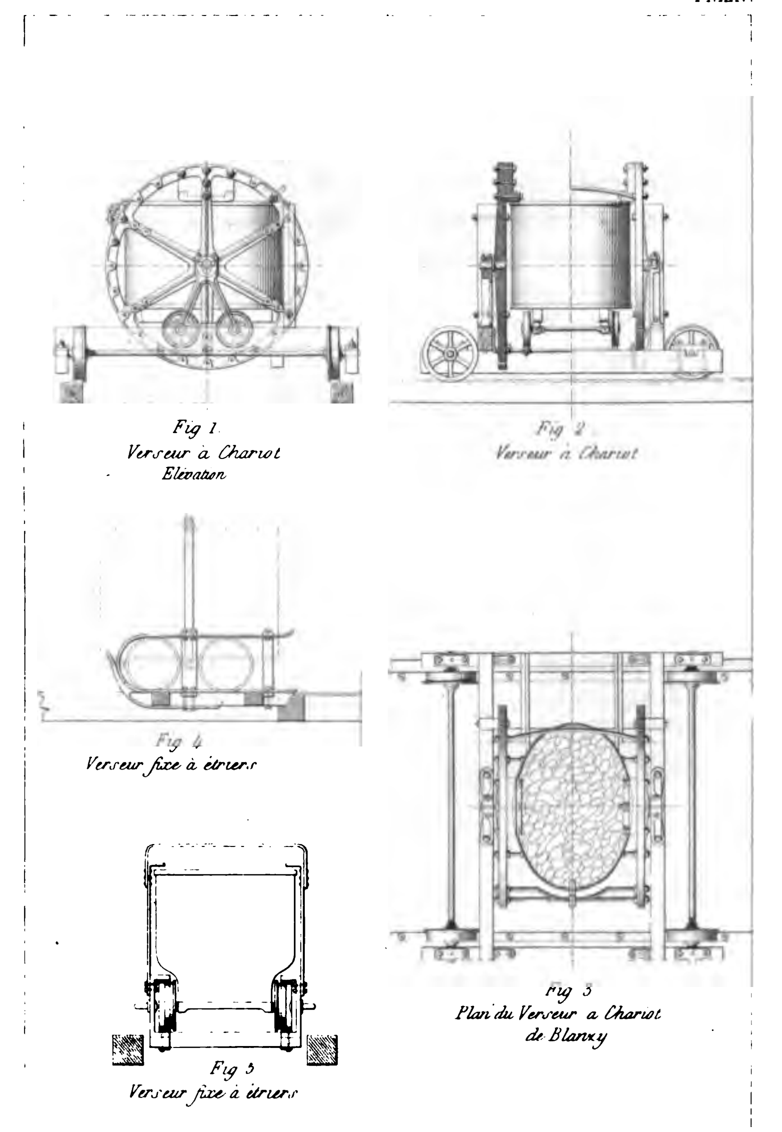


Fig 1.
Verseur à Chariot
Elévation

Fig 2
Verseur à Chariot

Fig 4
Verseur fixe à étriers

Fig 5
Verseur fixe à étriers

Fig 3
Plan du Verseur à Chariot
de Blanzy

Appareils pour le versage des Wagons

des waggons. Cette grille est formée de barreaux en fer, dont on règle l'écartement à volonté, de manière à faire tomber le fin dans une trémie qui est au-dessous de la grille, tandis que le gros passe de dessus la grille dans une seconde trémie. Des waggons, ou des charrettes, sont disposés en dessous des trémies de manière à recevoir leur chargement en charbon criblé ou gailletteries qui glissent sur la grille, ou en fines qui passent à

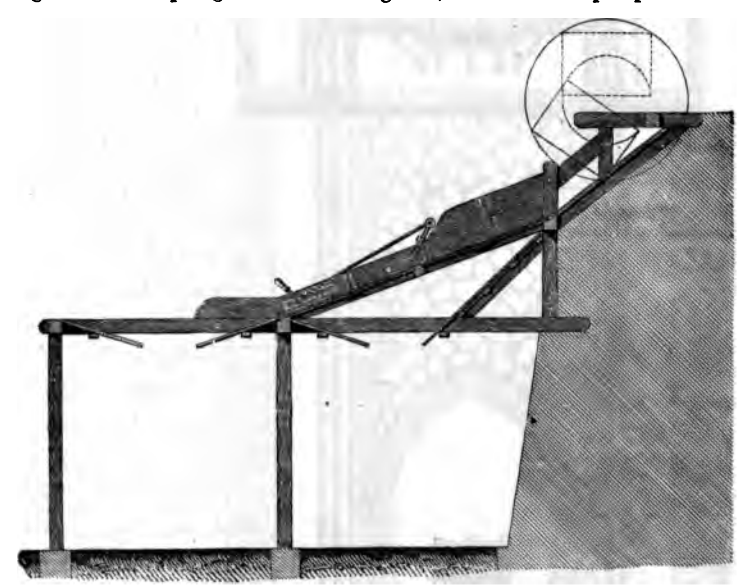


Fig. 151. *Crible pour la classification des charbons.*

travers. La figure 151 représente la disposition ordinaire de ces cribles. La manœuvre du verseur y est indiquée à la partie supérieure ; la descente du charbon est réglée par une planche mobile autour d'un axe horizontal, et deux trémies inférieures distribuent les gailletteries et les fines. Quant aux gros fragments, ils sont recueillis à la main et chargés dans des waggons spéciaux.

On profite également de ce versage pour faire un premier triage. Des femmes et des enfants, placés devant la grille, arrêtent et recueillent tout ce qui leur paraît devoir être rejeté.

MOTEURS HYDRAULIQUES APPLIQUÉS A L'EXTRACTION.

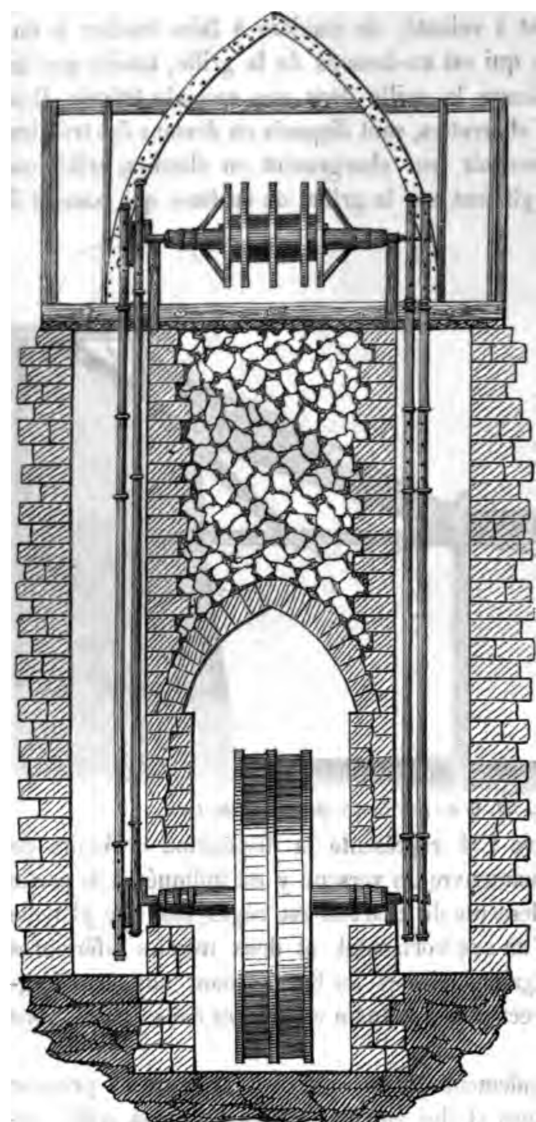
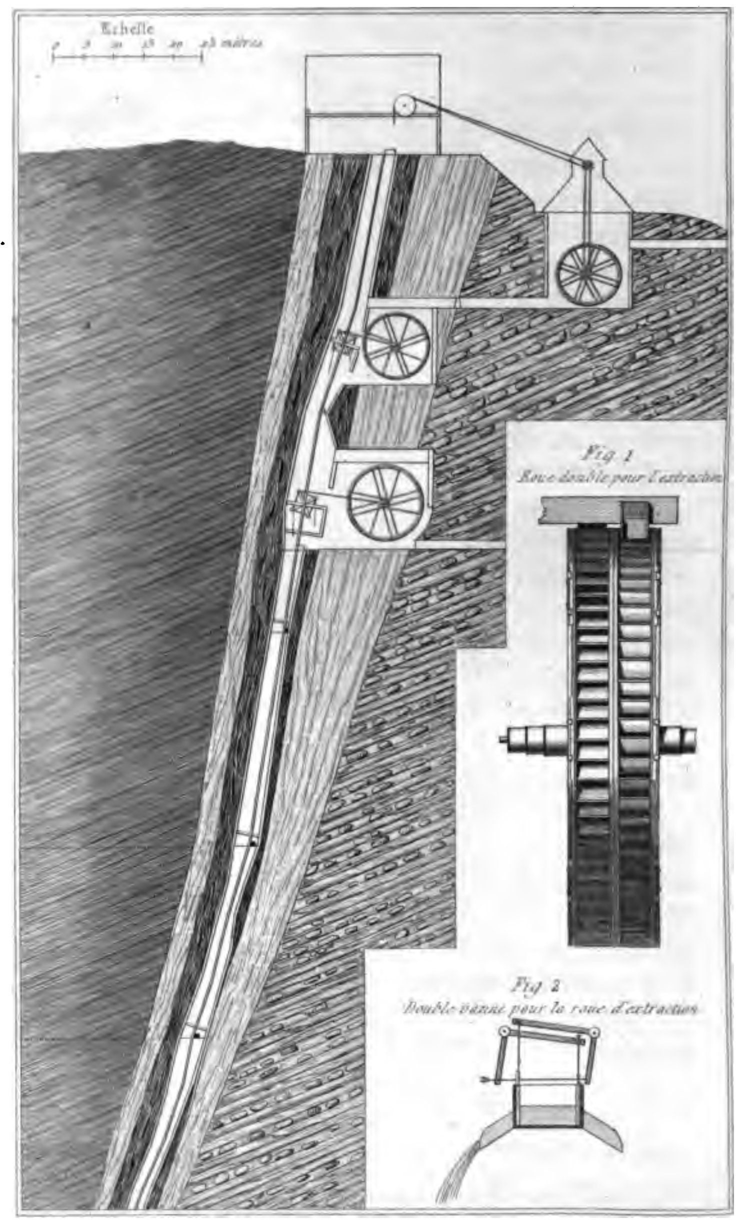


Fig. 152. Roue hydraulique disposée dans une mine, pour le service d'extraction.

— Dans les mines qui sont desservies par des galeries d'écoulement, on profite souvent, pour organiser l'extraction, de la faculté que l'on a de faire entrer dans la mine des eaux de la surface, et de les faire écouler par un niveau inférieur. On détermine ainsi des chutes motrices, qu'on peut utiliser pour faire mouvoir les tambours d'extraction. Cette disposition est d'un usage général dans les mines du Hartz, de la Saxe, etc.

Prenons pour exemple l'exploitation d'un filon à Bock-



Disposition des roues hydrauliques pour le service d'extraction et d'épuisement d'un puits foncé suivant l'inclinaison du Filon de Bockwiese au Harz

wiese (pl. XXVI), décrite avec détail par M. Héron de Villefosse. Les eaux de la surface sont introduites dans la mine par une galerie qui passe sous la halde, et tombent sur une première roue hydraulique d'environ 12 mètres de diamètre ; de là elles sont recueillies et tombent encore successivement sur deux autres roues motrices avant de sortir par la galerie d'écoulement. La première roue est consacrée à l'extraction et les deux autres à l'épuisement. Pour l'organisation intérieure de ces deux services, on peut se reporter à la figure 86, qui représente la disposition intérieure d'un puits boisé du Hartz ; quant à la transmission de mouvement aux tambours d'extraction, les figures ci-jointes, 152 et 153, en donneront une idée précise.

On voit que le mouvement circulaire est transmis des extrémités de l'arbre de la roue d'extraction à l'arbre des tambours

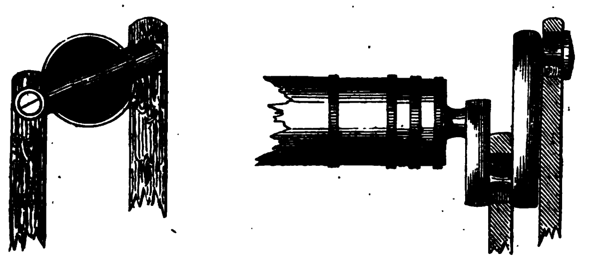


Fig. 153. *Transmission de mouvement de l'arbre de la roue à l'arbre des tambours.*

par de longues bielles en bois placées sur une double manivelle. Lorsque ces bielles sont très-lourdes, elles sont équilibrées de manière à réduire les frottements, qui sont d'ailleurs très-considérables dans ces grands appareils.

Une roue d'extraction est double, comme on le voit pl. XXVI, de manière à pouvoir être mise en mouvement soit en arrière, soit en avant. A cet effet, les vannes représentées fig. 1 et 2 sont rendues solidaires; l'une se ferme lorsque l'autre s'ouvre. On peut aussi verser l'eau sur les deux systèmes d'aubes, de manière à arrêter la roue. Les cordes enroulées sur les tambours passent sur des molettes, et le service se fait comme il a

été précédemment indiqué. Les bobines indiquées par la figure 152 sont disposées pour des câbles ronds en fil de fer qui sont d'un usage général au Hartz.

TRANSPORTS AU JOUR.

Les matières amenées au jour par les appareils d'extraction sont soumises à un triage plus ou moins attentif, suivant le but qu'on se propose. Les substances sans valeur, telles que les gangues stériles des minerais, les schistes mêlés à la houille, etc., sont écartées et contribuent à augmenter incessamment l'étendue des haldes. Il reste ensuite à expédier les résultats de ce triage aux magasins, soit aux lieux d'embarquement, soit aux usines : les transports du fond doivent donc être complétés par des transports au jour plus ou moins développés.

Ces transports sont surtout importants pour les mines de houille qui ont des masses considérables à charrier, et qui doivent chercher à la fois à ne pas détériorer la qualité de la houille en la brisant, et à grever le moins possible les prix de revient, en réduisant à leur minimum les frais de ces transports supplémentaires. La première condition de ces transports est donc l'établissement des voies les plus économiques.

Pour obtenir la conservation de la houille en gros fragments, plusieurs exploitations reçoivent les bennes, immédiatement au sortir du puits, sur des plates-formes, et les expédient ainsi sur les chemins de fer jusqu'aux points du déchargement définitif. Cette méthode, séduisante au premier abord, n'est applicable que dans le cas où les embarcadères sont à peu de distance; elle a d'ailleurs l'inconvénient d'empêcher les triages sur les haldes. On préfère le plus souvent vider immédiatement les bennes et transborder le résultat du triage sur des waggons, qui sont ensuite roulés jusqu'aux embarcadères.

La plupart des houillères expédient leurs charbons sur canaux ou sur rivières pour y être embarqués; celles de New-

castle, par exemple, qui ont les plus grandes extractions, envoient pour la plupart leurs produits sur la Tyne. Les mines qui sont à des distances notables de la mer doivent, à l'aide d'embarcadères, verser dans de petits bateaux, qui vont ensuite transborder sur les gros navires; quant à celles qui sont placées à l'embouchure, elles doivent souvent descendre leurs charges à des niveaux beaucoup plus bas que les points d'arrivée des chemins de fer, et variables à cause de l'influence des marées. Dans les deux cas, on construit des estacades qui permettent aux waggons d'arriver jusqu'aux bateaux que leur tirant d'eau retient un peu au large.

Les waggons arrivant au-dessus du point de déchargement peuvent verser par-dessous, au moyen de trappes placées à leur fond; ou par côté, au moyen de panneaux mobiles. Dans ce dernier cas, la caisse du waggon doit être à bascule, ou bien il faut donner à tout l'ensemble du waggon une inclinaison convenable pour le vider. A cet effet, on dispose un appareil qui consiste en un plancher à charnière placé à l'extrémité de la voie du chemin de fer; le waggon est fixé par deux agrafes sur ce plancher; un déclic détermine l'inclinaison, dont on règle le mouvement par un frein, et des leviers aident ensuite à relever le waggon lorsqu'il est vidé. D'autres fois c'est le waggon lui-même qui se place entre deux volants; deux traverses ou boulons d'écartement permettent de l'agrafer, et le waggon est ensuite incliné dans la position convenable. Des contre-poids sont disposés de manière à faciliter ces divers mouvements.



Fig. 154. *Waggon conique.*

Les appareils les plus employés sur les embarcadères de Newcastle sont les *spouts*, caisses oblongues en bois ou en tôle,

qui conduisent le charbon suivant un plan incliné, et les *drops*, qui saisissent les waggons et les descendent à bord. Avant de décrire ces deux appareils, il est nécessaire de donner quelques détails sur la forme des waggons.

Le modèle le plus ordinairement employé est celui des waggons coniques, se vidant par le fond (fig. 154). Ces waggons se composent d'une caisse dont les pans inclinés forment une py-

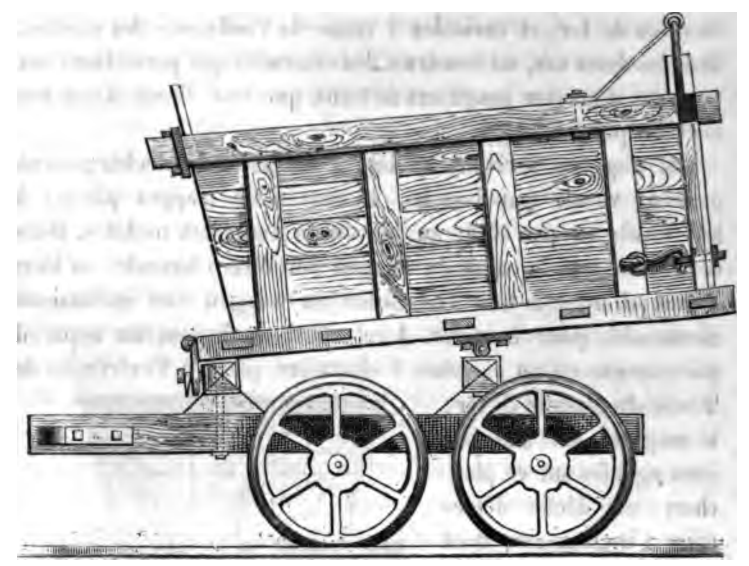


Fig. 155. *Waggon à bascule.*

ramide quadrangulaire tronquée; le fond est mobile au moyen d'une ferrure à charnières, retenue par des clavettes. Le waggon étant arrivé à destination, l'enlèvement des clavettes suffit pour déterminer l'ouverture du fond mobile, et il ne reste plus qu'à frapper quelques coups sur les parois fortement inclinées du waggon pour qu'il se vide entièrement. Les dimensions ordinaires de ces waggons, consacrés aux transports du jour, sont :

	m.
Longueur au sommet.	2,25
Largeur au sommet.	1,50
Longueur à la base.	1,50
Largeur à la base.	1,00

Ils pèsent 1400 kilog. et contiennent 2600 kilog. de houille.

Telle est la construction ordinaire des waggons employés sur les drops de Newcastle ainsi que sur les estacades de déchargement de Saint-Étienne, où le charbon tombe, au moyen d'ouvertures faites entre les deux rails, dans les charrettes ou bateaux placés dessous pour le recevoir.

Lorsque le mode de déchargement est tel que la sortie du charbon a lieu par un des panneaux latéraux rendu mobile, les waggons n'ont plus besoin d'avoir les parois inclinées en forme de pyramides renversées, et leur caisse est simplement rectangulaire; mais, dans ce cas, il est plus simple de construire les waggons à bascule, en rendant la caisse mobile autour d'axes horizontaux. Le modèle adopté dans les houillères de Blanzy pour le chargement des ports est un bon type de construction; il est représenté fig. 155. On voit que la caisse, maintenue dans sa position horizontale par un crochet, peut être facilement basculée de manière à vider complétement et instantanément tout son contenu.

Lorsque le transbordement des charbons se fait à des niveaux peu différents, il peut avoir lieu par le versement direct des waggons; mais, si la différence des niveaux est considérable, le charbon, en tombant d'une grande hauteur, se briserait et se déprécierait; on emploie dès lors un canal ou conduit intermédiaire dit *spout*. Ce conduit est ordinairement fait en planches et placé sous une inclinaison de 35 à 40 degrés.

Pour amortir l'effet de la chute dans ces conduits, on les ferme par une vanne mobile, de telle sorte qu'ils peuvent être remplis jusqu'à leur partie supérieure, et qu'on peut régler la sortie du charbon à mesure de surcharge. Enfin, comme le niveau de l'eau varie, comme les bateaux qui viennent charger sont plus ou moins hauts de bord, et qu'au commencement de leur chargement le charbon doit être en quelque sorte conduit dans leur fond pour arriver ensuite au niveau convenable, on ajoute à l'extrémité du spout une caisse mobile en tôle qui permet d'abaisser ou de relever le niveau de versement. Un

double treuil sert à régler la hauteur de la vanne et celle de la

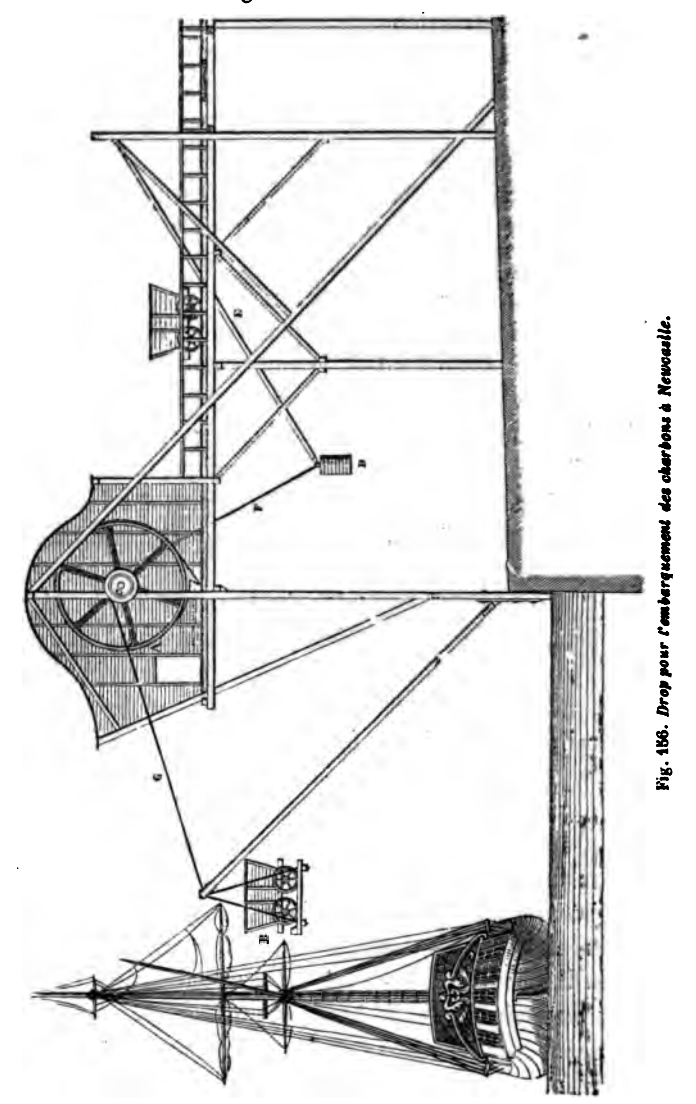
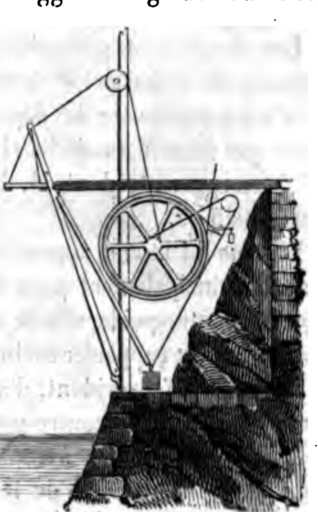


Fig. 186. *Drop pour l'embarquement des charbons à Newcastle.*

caisse. La vanne qui ferme l'orifice de sortie est une forte plaque de fonte dont on règle la hauteur à volonté.

L'emploi des spouts était général, lorsqu'en 1807 un brevet fut pris pour les embarcadères dits *drops*, qui réduisent à leur minimum les déchets du gros charbon.

Le drop consiste en un plateau mobile, suspendu au moyen d'un axe horizontal à un cadre incliné en bois (*vibrating frame*), lequel cadre repose sur deux tourillons. Dans sa position ordinaire, le plateau mobile, garni de rails, fait suite au chemin de fer établi sur l'embarcadère, et le waggon à décharger vient s'y placer naturellement. Le cadre qui porte ce plateau mobile est retenu dans sa position par un contre-poids calculé de telle sorte qu'il soit entraîné lorsque le waggon chargé de houille est placé sur le plateau, et qu'il soit au contraire assez lourd pour entraîner le waggon une fois que celui-ci est vidé. A cet effet, on dispose, dans la partie supérieure de la charpente, un axe muni de quatre poulies à gorge et d'un frein. Sur les deux poulies du milieu passent les cordes G qui retiennent l'axe de suspension du plateau; ces deux cordes de même longueur restant fixées par leur extrémité sur les poulies lorsqu'elles sont déroulées. Sur les deux poulies extrêmes sont enroulées, en sens contraire, les cordes F, auxquelles sont attachés les contre-poids.


Fig. 157. *Drop à Sunderland.*

L'appareil est représenté extérieurement par la figure 156.

Quant à sa disposition mécanique, elle peut être variée, et la figure 157 représente les détails de ses organes à Sunderland, où l'on sépare ordinairement les deux axes, en plaçant les poulies du contre-poids et le frein au-dessous du plancher. Quelle que soit la disposition adoptée, la manœuvre est facile à concevoir.

Le waggon chargé arrive sur le plateau ; il pèse à vide 1400 kilog. par exemple, et charge 2600 kilog. de houille; c'est donc 4000 kilog. de surcharge qui entraînent le contre poids. Le cadre descend alors en décrivant un arc de cercle, le plateau suspendu restant horizontal, et la charge est amenée à bord du navire, qui s'est placé convenablement pour la recevoir. Le waggonnier, qui descend ordinairement avec le waggon, ouvre la trappe inférieure, le charbon tombe et l'appareil débarrassé du poids de 2600 kilog. est ramené par le contre-poids à sa première position. Le mouvement est régularisé par un homme placé au frein, de manière qu'il s'opère sans choc.

Les drops sont généralement pourvus de spouts à l'aide desquels on décharge les charbons durs ou menus pour lesquels on n'a pas à craindre de dépréciation. Nous ne pouvons d'ailleurs que donner une indication succincte de ces divers moyens de déchargement, dont M. Piot a publié une description des plus détaillées.

Les modifications apportées dans la construction des drops ont eu principalement pour but de faire varier l'intensité d'action des contre-poids, afin de régulariser la manœuvre sans être obligé de s'en rapporter exclusivement au frein.

Il est, en effet, évident, d'après la disposition du mécanisme d'un drop, que le contre-poids doit être variable, son intensité devant augmenter à mesure que le cadre porteur (*vibrating frame*) s'approche de la position horizontale. Ordinairement les contre-poids se composent uniquement de plaques de fonte superposées et enfilées par une rainure autour d'un axe vertical : ils sont donc constants. Pour les rendre variables, on se sert à South-Shields de chaînes composées de gros anneaux en fonte. Ces chaînes pendent dans un puits au fond duquel elles s'accumulent à mesure que le cadre se relève, et d'où elles se développent à mesure que le mouvement de descente s'opère.

Un drop permet d'embarquer facilement de 60 à 80 tonnes

de charbon par heure ; la dépense est de 0 fr. 20 c. à 0 fr. 21 c. par tonne.

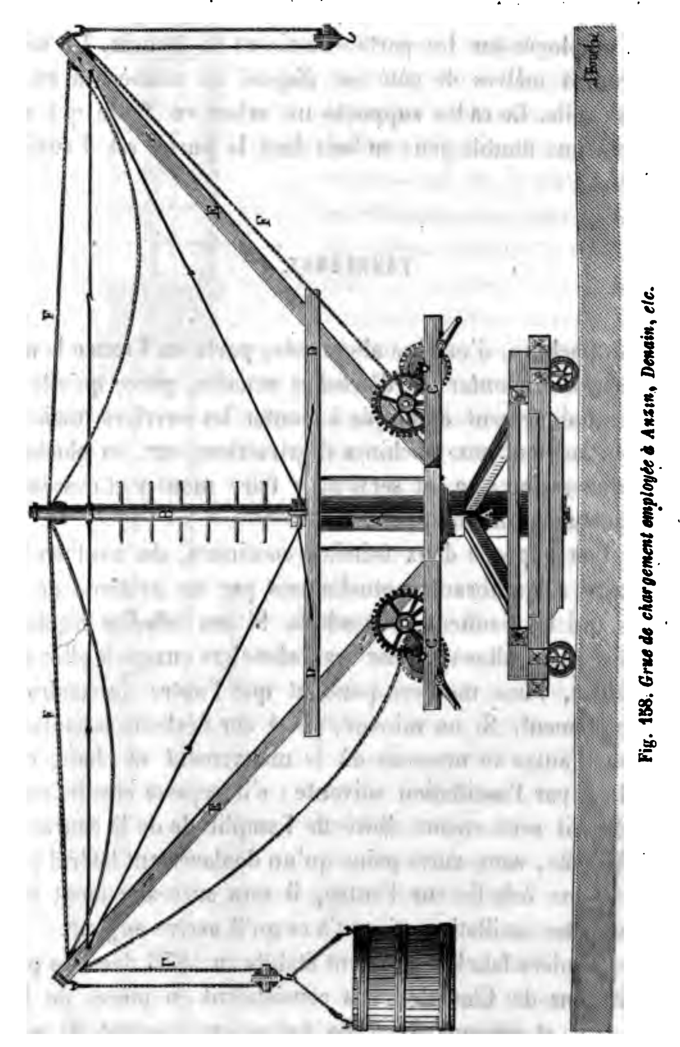


Fig. 158. Grue de chargement employée à Anzin, Denain, etc.

On est obligé d'employer, dans certains cas, des grues spéciales pour élever les tas de charbon sur les ports en versant

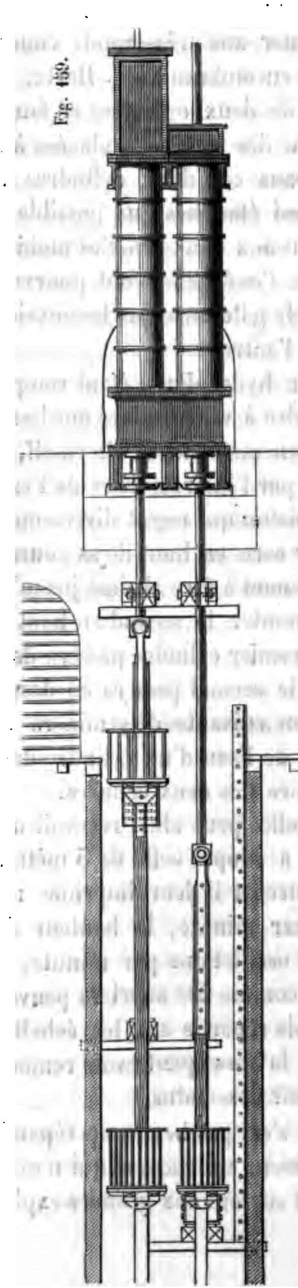
dessus les caisses ou waggons; ou bien pour porter ces caisses ou waggons dans les bateaux. Ces grues doivent avoir une grande portée et être mobiles, et la figure 158 représente celle qui est employée sur les ports d'Anzin et de Denain. Un cadre d'environ 6 mètres de côté est disposé de manière à rouler sur deux rails. Ce cadre supporte un arbre en fonte qui sert de base à une double grue en bois dont la portée est d'environ 9 mètres.

FAHRKUNST.

Cette machine, d'origine allemande, porte en France le nom de *machine à monter* ou d'*échelles mobiles*, parce qu'elle est presque uniquement employée à monter les ouvriers; mais elle se lie intimement aux machines d'extraction, car, en plusieurs circonstances, on s'en est servi pour faire monter et descendre les waggons eux-mêmes.

Que l'on suppose deux échelles continues, du haut en bas d'un puits, s'équilibrant mutuellement par un système de balanciers qui les tiennent suspendues. Si ces échelles reçoivent un mouvement alternatif par les balanciers auxquels elles sont suspendues, l'une montera pendant que l'autre descendra et réciproquement. Si un mineur, placé sur l'échelle ascendante, passe sur l'autre au moment où le mouvement va changer, il sera élevé par l'oscillation suivante; s'il repasse ensuite sur la première, il sera encore élevé de l'amplitude de la course; et ainsi de suite, sans autre peine qu'un déplacement latéral pour passer d'une échelle sur l'autre, il sera successivement élevé par toutes les oscillations; jusqu'à ce qu'il arrive au jour.

Les premiers fahrkunst furent établis en 1833 dans les puits des environs de Clausthal. Ils consistaient en pièces de bois équilibrées et suspendues à des balanciers, portant de petits marchepieds. Pour rendre ces espèces de tiges plus solides, on les composa de deux pièces juxtaposées et boulonnées ensemble,


Fig. 159.

entre lesquelles on noya deux câbles en fil de fer. On composa ainsi des échelles mobiles qui descendirent jusqu'à 400 mètres.

A Andreasberg, dans le puits principal du Samson, on établit ensuite un fahrkunst composé de deux échelles en fil de fer. Deux câbles parallèles composaient les montants de chaque échelle et les traverses qui les reliaient servaient d'échelons. Ces câbles avaient un diamètre décroissant depuis l'orifice du puits jusqu'à la profondeur de 500 mètres, à laquelle ils descendaient. La course des appareils du Hartz était de 2 mètres ; le nombre maximum des oscillations était de 15 par minute, de telle sorte que les ouvriers pouvaient remonter à la vitesse de 30 mètres par minute. En réalité on mettait en moyenne une demi-heure pour remonter les échelles de 500 mètres d'Andreasberg.

Les appareils du Hartz furent imités dans plusieurs exploitations du Cornwall, et ces nouvelles applications amenèrent déjà quelques perfectionnements dans les détails mécaniques; mais c'est à M. Warocqué de Mariemont que l'on doit la construction d'un appareil réellement pratique.

L'appareil de M. Warocqué (figure 159) se compose d'un balan-

cier hydraulique qui permet de donner une très-grande course sans avoir recours aux balanciers encombrants du Hartz. Ce balancier hydraulique se compose de deux cylindres en fonte, alésés, communiquant ensemble par des tubulures placées à la base et à la partie supérieure. Dans ces deux cylindres se meuvent des pistons métalliques aussi étanches que possible et dont les tiges donnent le mouvement aux deux échelles mobiles représentées à leur partie inférieure. Ces échelles sont pourvues de paliers avec balustrades, disposés de telle sorte que les ouvriers puissent facilement passer de l'un à l'autre.

Les deux cylindres du balancier hydraulique étant remplis d'eau, si l'on suppose qu'un cylindre à vapeur placé au-dessus de l'un d'eux imprime au piston un mouvement alternatif, ce mouvement sera transmis à l'autre par l'intermédiaire de l'eau, qui est incompressible; lorsque le piston qui reçoit directement le mouvement du cylindre à vapeur sera en haut de sa course, l'autre sera en bas ; le premier venant à être abaissé jusqu'au bas de la course fera évidemment monter le second en haut de la sienne. L'eau qui était dans le premier cylindre passera dans le second, et l'eau qui était dans le second passera en dessus du piston du premier ; l'oscillation suivante déterminera un mouvement inverse, le déversement de l'eau d'un cylindre dans l'autre maintenant toujours l'équilibre des deux échelles.

Le mouvement alternatif des échelles peut ainsi recevoir une très-grande course ; M. Warocqué a adopté celle de 3 mètres. Ses cylindres ont $0^{m},50$ de diamètre et il leur imprime une vitesse de 12 à 14 oscillations par minute, la hauteur des échelles étant de 212 mètres. A 12 oscillations par minute, un ouvrier remonte en 6 minutes et comme 20 ouvriers peuvent sans inconvénient se trouver à la fois répartis sur les échelles, on voit qu'en moins d'une heure la fosse peut avoir remonté tous ses ouvriers au jour, ou les avoir descendus.

L'établissement des fahrkunst ne s'est pas beaucoup répandu parce que les cages guidées fournissent un moyen qui n'exige pas un puits spécial. Ils conviennent surtout aux grandes exploi-

tations qui ont de vastes travaux et des puits nombreux communiquant les uns avec les autres, ainsi que cela s'est présenté à Rive-de-Gier; mais cette circonstance est rare, aujourd'hui surtout que l'on cherche à organiser les champs d'exploitation indépendamment les uns des autres, de sorte que tous ne soient pas solidaires des accidents qui peuvent arriver dans l'un d'eux.

Plusieurs ingénieurs ont essayé de résoudre ce problème : trouver un fahrkunst qui puisse servir à la fois à la circulation des waggons et des ouvriers, et satisfaire par conséquent, de même que les cages guidées, aux deux éléments essentiels de l'exploitation. L'appareil Méhu, monté au puits Davy, près d'Anzin, et dans un puits de Ronchamps, est sans contredit celui qui a été le plus près du succès ; cependant ces deux applications ont également démontré que la complication de ces appareils était encore trop grande pour qu'ils pussent se généraliser. Une disposition ingénieuse, proposée par M. Guibal, n'a pas encore été appliquée.

ORGANISATION D'UN SERVICE D'EXTRACTION.

L'organisation d'une extraction est sans contredit le problème le plus complexe que puisse présenter une exploitation, et, comme cette question ne peut se séparer de celle de la descente et de la remonte des ouvriers, il n'en est pas qui exerce plus d'influence sur l'activité d'une mine.

Les conditions de l'extraction sont très-variables, et dans chaque contrée minière on trouve des habitudes qui ne sont pas toujours justifiées. Aussi est-il très-important, dans une organisation de ce genre, de prendre ses modèles dans les contrées où les perfectionnements ont été spécialement étudiés et appliqués, le nord de la France et la Belgique.

Lorsque les données d'une extraction sont connues et fixées

à l'avance, les questions qui s'y rattachent doivent être résolues dans l'ordre suivant :

1° Vitesse moyenne des bennes ou cages d'extraction ; 2° charge totale à enlever et forme des bennes ou waggons ; 3° construction des cages d'extraction, disposition du guidage et du parachute ; 4° mode de chargement et de déchargement des bennes ou waggons aux accrochages et à la recette, disposition des clichages ; 5° choix des câbles, disposition de leurs attaches ; 6° molettes, leurs paliers et chevalets qui doivent les supporter ; 7° choix des tambours ou bobines et leur construction ; 8° choix d'une machine à vapeur d'extraction, déterminer sa force et ses dispositions spéciales ; 9° versages et criblages ; 10° études des waggons du jour et de leur chargement et déchargement, mise en tas et expéditions.

Cette énumération explique comment il y a tant de variété dans le matériel des exploitations. En supposant, par exemple, qu'on emploie des cages guidées, le waggon devient alors le point de départ du matériel, et l'on a vu combien les dispositions pouvaient être variées dans la construction de ces waggons ; dans les dix articles énumérés, les vitesses, les charges, les matériaux employés, les détails mécaniques, les dispositions générales, peuvent encore donner lieu aux constructions les plus diverses.

Dans cette organisation, l'exploitant est d'ailleurs aidé par des constructeurs spéciaux qui, dans chaque pays de mines, construisent les appareils les plus ordinairement employés et notamment les machines d'extraction. C'est à ces constructeurs habiles que l'on doit les dispositions mécaniques qui ont rendu ces machines si faciles à gouverner ; la distribution à tiroirs séparés de Haine Saint-Pierre, celle à soupapes à double recouvrement de M. Revollier, l'application des cylindres accouplés et à action directe pour les extractions à grande vitesse, l'emploi de la coulisse Stéphenson pour le renversement du mouvement, les freins à vapeur, etc., sont des progrès dus aux ateliers de mécanique.

Il est curieux de rapprocher des progrès récents de ces machines les reproches dont elles ont été l'objet à l'occasion des diamètres adoptés pour les bobines. Ces diamètres devraient en effet être calculés de telle sorte, que l'effort des machines fût constant depuis l'enlèvement des bennes ou cages jusqu'à leur arrivée à la recette. L'enseignement de la mécanique fournit à cet égard des formules classiques et le problème a même reçu plusieurs solutions élégantes dont on semble négliger l'application. En Belgique même, où nous signalions l'application et l'invention des principaux perfectionnements des machines d'extraction, M. Godin affirme que sur 46 machines dont il a constaté et calculé les conditions de marche, une seule s'est trouvée dans les conditions indiquées par le calcul, encore était-ce par hasard. Il est probable qu'il en serait de même en France, et à plus forte raison en Allemagne, où l'emploi des bobines est exceptionnel.

Sans doute il serait possible et préférable que les machines d'extraction et les bobines fussent calculées pour les conditions spéciales dans lesquelles elles travaillent. S'il n'est pas toujours possible d'établir les bobines et les câbles dans les conditions d'un effort constant, il est du moins facile de s'en rapprocher beaucoup. On s'expliquera cette indifférence apparente par la manière dont on est obligé de procéder dans la plupart des cas.

Lorsqu'un puits est commencé, on ne sait pas à quelle profondeur il sera foncé, on ne peut fixer à l'avance le niveau des accrochages, et cependant la machine d'extraction doit être établie et fonctionner avant que ces conditions essentielles soient connues. Il y a plus : dans la plupart des cas, on n'a pas encore déterminé la charge à enlever et les vases d'extraction, on attend pour cela que l'on soit fixé sur le nombre et la puissance des couches.

Lorsque l'on monte une machine nouvelle sur un puits en exploitation, on pourrait sans doute l'établir dans des conditions calculées. Mais combien de temps ces conditions dureraient-

elles? La profondeur du puits augmente progressivement par le développement des travaux, et, par suite, la longueur et l'épaisseur des câbles se modifient ; on change souvent de couche, et par conséquent le niveau des accrochages change ; l'installation, qui aura été normale dans le principe, ne le sera donc plus au bout de quelques années. Il résulte de cette instabilité des circonstances de l'extraction que les constructeurs se bornent à adopter les moyennes les plus convenables aux conditions des puits. L'emploi des bobines et des câbles plats perd, il est vrai, un peu de ses avantages, mais la compensation, sans être complète, est cependant assez générale pour qu'on puisse se demander, dans la plupart des cas, si l'économie de consommation de houille qu'on pourrait obtenir en changeant les bobines compenserait la dépense de ce changement.

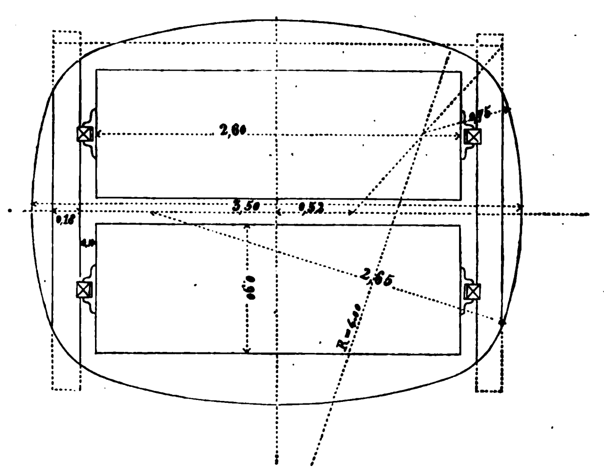
Ce que l'on cherche dans les machines d'extraction, ce sont moins les systèmes les plus économiques que ceux qui sont sujets à moins de dérangements et de chômages. Ce sont à la fois les machines les plus solides, les plus massives même, et les plus faciles à entretenir et à gouverner.

C'est pour cela aussi qu'au lieu de calculer la force des cylindres à vapeur conformément aux formules de la théorie, on se borne à calculer l'effort maximum, mesuré par le poids du câble développé et celui de la charge maximum des cages multiplié par la vitesse qu'on veut obtenir, et que l'on se place encore au-dessus de cette hypothèse maximum en prenant une plus grande force pour les éventualités d'approfondissement du puits et de surcharge des bennes ou cages.

Les détails donnés précédemment sur les divers apparaux employés pour le montage, le versage, le criblage, le chargement et le déchargement de la houille peuvent suffire pour guider le choix dans l'organisation d'une extraction. Mais les apparaux étant supposés choisis, il reste encore à en disposer l'ensemble.

Les dispositions d'ensemble dépendent de l'importance de

l'extraction et des services auxquels le puits doit satisfaire.



puits guidé pour l'extraction.

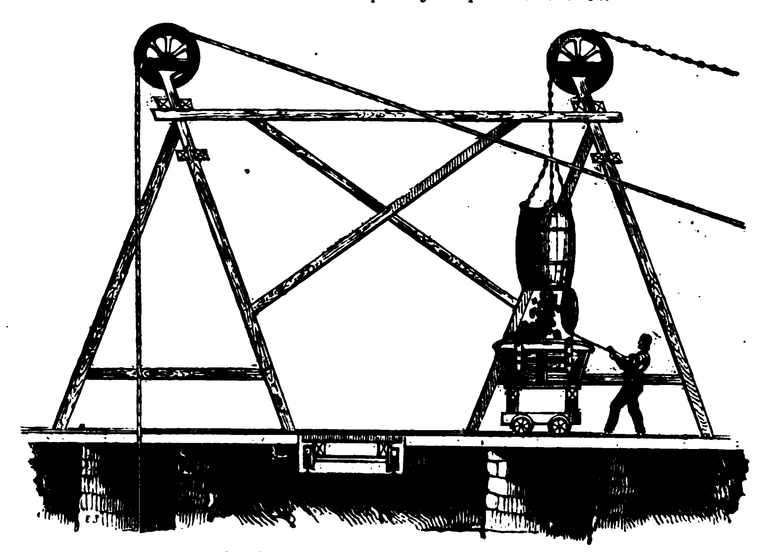


Fig. 161. *Service d'extraction par deux puits jumeaux.*

Ainsi, par exemple, un puits destiné à une extraction considérable doit autant que possible être uniquement consacré à ce

service. Si la section est suffisante, on y établira des cages assez longues pour que l'on puisse placer à chaque étage deux cages dos à dos, qui pourront être tirées simultanément de chaque côté du puits. Ces cages, semblables à celles que nous avons indiquées précédemment (fig. 128), seront guidées ainsi qu'il est indiqué par la figure 160, qui représente la section d'un puits muraillé, uniquement consacré à une extraction active. Le chevalet devra dès lors être élevé et bien dégagé du bas pour ne pas gêner la manœuvre.

Lorsqu'on emploie des bennes pour l'extraction, on a souvent suppléé au guidage par l'adoption de deux petits puits ronds de 2 mètres de diamètre, situés à environ 8 mètres de distance d'axe en axe. C'est ce que l'on appelle des puits *jumeaux* (fig. 161). Le chevalet prend alors une forme analogue à celle qui est indiquée par cet exemple, emprunté à un puits de Lucy près Blanzy, où l'on emploie des bennes à fond mobile, qui se vident dans un chariot que l'on pousse au-dessus du puits. Cette manœuvre est la plus rapide que l'on puisse adopter pour l'extraction par bennes non guidées. Les puits jumeaux sont d'un usage fréquent dans le centre de la France, et ils présentent en effet de nombreux avantages lorsqu'on n'a pas de niveaux à traverser. Ils permettent d'éviter les dépenses du guidage et des cages, et d'obtenir cependant une extraction très-vive.

Lorsqu'un puits doit servir à la fois à plusieurs services, tels par exemple que l'extraction, l'épuisement par machine, et la circulation des ouvriers par échelles, il exige des sections beaucoup plus considérables. La figure 162 représente la forme et la section d'un puits des charbonnages nord de Charleroy consacré à ce triple service. Les cages d'extraction sont à deux étages, ne contiennent qu'une seule berline à chaque étage.

Un puits d'extraction doit être couvert. Cet usage, qui en France n'existait que pour les mines du Nord, commence à se répandre dans celles du centre et du Midi. On a compris qu'il

y avait tout avantage à mettre à l'abri un service aussi essentiel; les opérations du triage, qui étaient faites autrefois avec

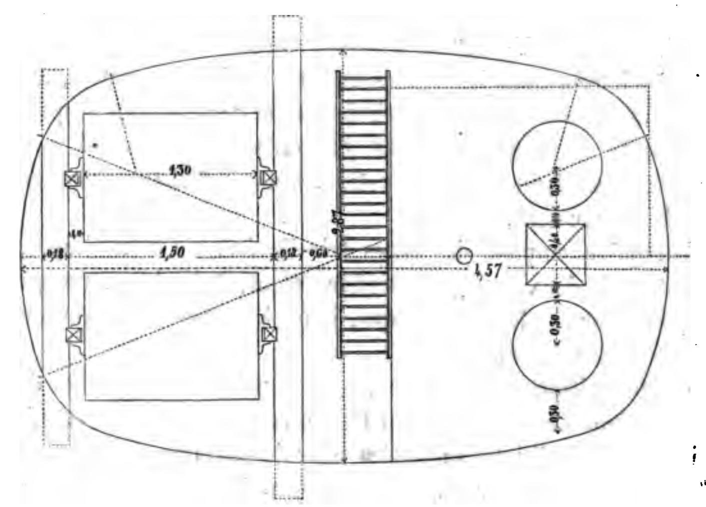


Fig. 162. *Disposition d'un puits servant à l'extraction, à l'épuisement et à la descente des ouvriers.*

la plus grande négligence, ont gagné à cette mesure, qui profite à la fois aux producteurs et aux consommateurs de houille. Ajoutons enfin que c'est seulement sous une halle couverte que l'on peut obtenir la précision et l'activité nécessaires à une grande extraction.

Il n'est pas de disposition plus économique pour couvrir un puits que celle qui consiste à couvrir le chevalet lui-même, conformément à la disposition indiquée planche XX. En reliant cette charpente à celle qui couvre la machine, par deux fermes transversales, on obtient à peu de frais la couverture des câbles, condition favorable à leur conservation et qui a en outre l'avantage de réunir en quelque sorte sous la même halle le mécanicien et la recette, de manière à faciliter les signaux et les communications que les receveurs doivent transmettre au mécanicien.

La recette doit être à deux étages. Le premier est situé à 3

ou 4 mètres au-dessus du sol. Cette hauteur est nécessaire pour verser les waggons ou bennes sur les cribles et pour faire tomber les produits du criblage dans les waggons ou charrettes en chargement. L'étage du dessous, établi au niveau du sol, sert à charger dans les bennes ou dans les cages les bois, les outils et matériaux que l'on fait descendre dans la mine et qu'il est inutile de monter en haut. Si l'on a des remblais à descendre, c'est également par cette recette inférieure qu'on en fera le chargement.

Lorsqu'on emploie des cages très-élevées, à quatre étages, il faut avoir deux paliers de déchargement, et dès lors un étage de plus dans le chevalet, ce qui, joint à l'étage du niveau du sol, fait trois étages.

La disposition qui résulte de ces constructions permet de trouver dans l'espace couvert : 1° une lamperie que l'on établit suivant les conditions indiquées dans le chapitre de l'aérage; 2° une salle pour les mineurs avec un foyer allumé jour et nuit, afin que ceux qui sortent mouillés puissent changer de vêtements sans aller au dehors; 3° une forge pour la réparation des outils; 4° enfin un magasin pour les objets de consommation journalière.

En dehors du bâtiment, le terrain doit être assez vaste pour qu'on puisse y établir un chantier pour emmagasiner les bois, un dépôt pour les déblais extraits qui proviennent des travaux au rocher. Le terrain nécessaire pour une extraction de 2 à 4000 hectolitres par jour varie de 1 à 2 hectares.

Un puits d'extraction ainsi organisé devient un centre autour duquel se groupent les habitations et même certains ateliers. Aussi cherche-t-on à y rattacher tous les services que l'on peut réunir sous la même surveillance. Ainsi, par exemple, lorsqu'un puits spécial doit être foncé pour l'aérage, on le place auprès du puits d'extraction, à 10 ou 15 mètres de distance, afin que la machine qui donne le mouvement au ventilateur puisse recevoir la vapeur des mêmes chaudières et être surveillée par le même mécanicien.

CHAPITRE VII

ÉPUISEMENT DES EAUX.

Toute excavation abandonnée à elle-même tend à se remplir d'eaux pluviales et d'eaux d'infiltration. Mais, outre ces causes générales, qui amènent des eaux dans les mines, il en est de plus actives qui nécessitent des moyens d'épuisement énergiques. Nous avons déjà parlé des eaux qui circulaient dans certaines couches perméables et constituaient de véritables cours d'eau souterrains appelés nappes artésiennes, ou *niveaux*; nous avons indiqué le moyen de traverser ces niveaux et d'en garantir les travaux souterrains; mais, indépendamment de ces nappes puissantes, la plupart des terrains contiennent des eaux rassemblées dans les fissures. Lorsqu'on vient à recouper ces fissures, elles déversent momentanément beaucoup d'eau dans les travaux. Enfin il arrive quelquefois, même dans les terrains les plus secs, qu'une source est mise à découvert, et amène dans les travaux une quantité d'eau considérable et permanente.

Toutes ces causes réunies agissent dans les mines avec plus ou moins d'intensité, et, dans presque tous les cas, les travaux profonds abandonnés à eux-mêmes se remplissent d'eau jusqu'à un certain niveau. Une exploitation d'une étendue notable ne peut donc exister qu'avec des moyens d'épuisement proportionnés à la masse d'eau qu'on doit extraire pour maintenir les

travaux à sec; et avec la condition de pouvoir développer ces moyens d'épuisement, en raison des surfaces successivement mises à découvert par l'avancement des travaux.

Dans les travaux à ciel ouvert, où il faut se débarrasser en outre des eaux pluviales, on dispose un système de rigoles qui conduisent les eaux en un ou plusieurs points où elles sont épuisées par des moyens mécaniques tels que les seaux ou bennes, des pompes en bois ou fonte, des vis d'Archimède, des norias ou chapelets, ou, ce qui est mieux, par des moyens d'écoulement naturels, tels que puits absorbants, galeries, tranchées, débouchant à un niveau plus bas. Souvent les deux moyens sont combinés; et comme, dans le plus grand nombre des cas, on n'exploite à ciel ouvert qu'à des profondeurs peu considérables, les appareils mécaniques sont souvent mis en mouvement par des hommes. L'épuisement réduit à ces proportions est tellement simple, qu'il serait inutile d'entrer dans aucun développement; mais, dans les exploitations profondes et étendues, les appareils arrivent à des proportions inusitées et ne peuvent plus être rapprochés des moyens ordinaires; ce sont ces appareils spéciaux qu'il est indispensable de connaître.

GALERIES D'ÉCOULEMENT.

Dans les mines situées en pays de montagnes, on peut ordinairement atteindre les gîtes par des galeries partant de la partie inférieure de quelques vallons; ces galeries fournissent un écoulement naturel aux eaux de tous les travaux dont le niveau leur est supérieur, et, en vertu de cette fonction, elles ont reçu la dénomination de *galeries d'écoulement*.

Les avantages de ces galeries d'écoulement sont tels, qu'ils ont souvent déterminé l'entreprise de travaux longs et dispendieux. En effet, non-seulement elles sont préférables aux moyens mécaniques, parce qu'elles n'exigent que peu d'entretien, mais, en donnant issue aux eaux supérieures, elles créent

encore des forces motrices dont on peut disposer pour le service d'extraction ou d'épuisement des travaux inférieurs; enfin, elles peuvent fournir les moyens les plus économiques pour les autres services de la mine, tels que l'aérage forcé ou même la sortie des matières abattues.

Une galerie d'écoulement peut souvent être disposée de manière à desservir à la fois l'exploitation de plusieurs filons. C'est en vue de tous ces avantages qu'on a entrepris dans le district de Schemnitz, en Hongrie, une galerie de 16 000 mètres de longueur destinée au service des principales mines du district, sous le triple rapport de l'écoulement des eaux, du roulage et de la création de forces mécaniques; elle a été, de plus, dirigée de manière à explorer le sol pour la recherche de nouveaux filons. Au Hartz, la grande galerie d'écoulement des mines de Clausthal, qui a 10 400 mètres de longueur, sert également à un grand nombre de mines pour les diverses branches du service. L'usage de ces galeries est général dans les pays montagneux, surtout lorsque les mines sont nombreuses et rapprochées.

Lorsque les galeries d'écoulement sont ouvertes dans des roches solides, on leur donne les formes ordinaires. Si ces galeries doivent en même temps servir pour la circulation, on recouvre la partie inférieure dans laquelle circulent les eaux par un plancher formé de madriers cloués sur des traverses. Lorsque le terrain n'est pas solide, on le soutient par un muraillement elliptique, et l'on a soin d'engager dans les murs latéraux les traverses qui supportent le plancher. Dans certains cas on a disposé ces galeries de manière à les convertir en canaux souterrains, ainsi qu'il a été dit plus haut.

Les galeries d'écoulement doivent avoir une pente d'environ $\frac{1}{400}$ pour l'écoulement des eaux. Quant aux conditions de leur position et de leur percement, les détails qui précèdent, sur les galeries en général et les diverses branches du service des mines, tels que recherches, travaux préparatoires, aérage et roulage, suffiront pour faire apprécier les directions qui seront

les plus avantageuses. Le percement de ces galeries doit d'ailleurs être facilité, comme celui des tunnels, par des puits intermédiaires qui permettent d'attaquer sur plusieurs points le travail, qui, sans cette précaution, durerait beaucoup trop longtemps.

Dans les régions métallifères, qui sont ordinairement très-accidentées, on a pu tirer un grand parti des galeries d'écoulement ; il est cependant assez rare que leur établissement puisse suffire à l'asséchement des mines.

Dans les contrées peu accidentées il est, à plus forte raison, impossible d'obtenir par des galeries un écoulement naturel des eaux, et il faut nécessairement avoir recours à des moyens mécaniques pour les épuiser. Ces moyens, devant être proportionnés aux efforts à exercer, sont assez variables. Ainsi, dans les mines où il y a peu d'eau, les machines employées pour l'extraction sont quelquefois disposées de manière à donner un mouvement alternatif à des équerres réunies par des tirants horizontaux ; ces équerres transmettent le mouvement à des tiges verticales qui sont attachées à des pompes. Plus souvent l'épuisement est intermittent et se fait, ainsi qu'il est dit plus haut, avec des bennes à soupapes, dont la manœuvre est analogue à celle des bennes employées à l'extraction des minerais. Lorsque ces moyens ne suffisent pas, il faut nécessairement monter des appareils spéciaux.

POMPES EMPLOYÉES DANS LES MINES.

Un appareil d'épuisement est un ensemble mécanique qui comprend à la fois la machine motrice et tous les apparaux employés à élever les eaux du fond des travaux, et à les déverser à la surface. Cet ensemble comprend : 1° les pompes ; 2° les tuyaux qui forment la colonne d'ascension ; 3° les tiges et attirails qui servent à mettre les pompes en mouvement ; 4° les moteurs.

Les pompes employées pour l'épuisement des mines ne sont pas en aussi grand nombre que celles qui servent à élever de petites quantités d'eau à de faibles hauteurs : la nécessité d'élever de grands volumes d'eau à des hauteurs considérables en élimine un grand nombre. Celles qui sont employées peuvent être rapportées à deux types, les *pompes élévatoires* à piston creux, et les *pompes foulantes* à piston plein. Les premières élèvent l'eau lorsque le piston monte, les secondes lorsque le piston redescend. Outre ces deux systèmes de pompes, on emploie quelquefois des *pompes à double effet*, qui élèvent l'eau pendant les deux oscillations du piston. Nous examinerons successivement les conditions de construction et d'action de ces divers systèmes.

Pompes élévatoires. — La pompe élévatoire la plus simple, et qui peut être considérée comme type, est celle que l'on emploie dans le fonçage des avaleresses, et que dans la plupart des épuisements on place au fond du puits. On se propose dans sa construction d'obtenir une fonction régulière même lorsque la pompe est noyée, et de pouvoir la réparer dans cette situation.

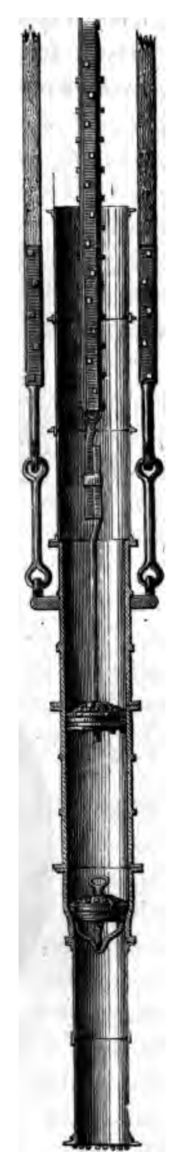
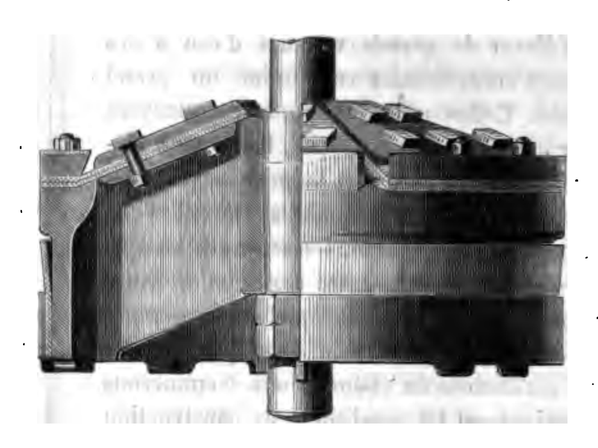


Fig. 163.
Pompe élévatoire.

Cette pompe se compose d'un corps alésé dans lequel se meut un piston creux à soupapes. Le piston laisse passer l'eau au-dessus de lui, lorsqu'il descend, et élève l'eau pendant son mouvement ascensionnel. Un clapet de retenue, placé à la base du corps de pompe, complète le système, il s'ouvre dans le même sens que les clapets du piston. Cette construction, exprimée par la figure 163, n'a pas besoin

d'être expliquée; nous signalerons seulement quelques détails relatifs aux pièces principales, et quelques particularités relatives au mode d'action des pompes élévatoires.



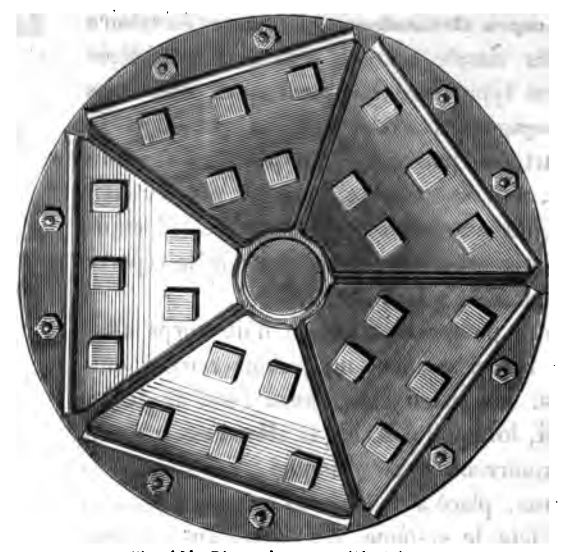


Fig. 164. *Piston de pompe élévatoire.*

La construction représentée fig. 163 se rapporte à une pompe

de grande dimension ($0^m,70$ de diamètre), employée par les ingénieurs d'Anzin, pour le fonçage des avaleresses.

Le corps de pompe est un simple tuyau alésé, ordinairement en fonte, quelquefois en bronze, lorsqu'on doit épuiser des eaux acides qui rongeraient trop rapidement la fonte. On donne à ce corps de pompe une longueur supérieure à la course augmentée de l'épaisseur du piston, et l'on a soin d'évaser un peu l'alésage à l'entrée, de manière à pouvoir faire entrer facilement le piston ; dans ce but, les tuyaux placés au-dessus du corps de pompe ont un diamètre supérieur de 2 ou 3 centimètres à celui de l'alésage.

Le piston fig. 164 est garni d'un cuir embouti, retenu à sa partie inférieure par un cercle boulonné ; ce cuir, lorsque le piston monte, s'applique contre l'alésage du corps de pompe et fait le joint. Les clapets sont à charnière, composés d'un cuir avec plaque supérieure formant le battant, et contre-plaque inférieure maintenant le cuir. Dans ces clapets le cuir forme à la fois la charnière et le joint. Pour éviter les déchirements et les arrachements de ces cuirs, qui pourraient être déterminés par de trop grands efforts, on a divisé la surface du piston en cinq parties ou cloisons, qui ont reçu chacune un clapet. On leur a donné, en outre, une position inclinée de manière à faciliter leur jeu et l'ascension de l'eau.

Le clapet de retenue est construit de la même manière que le piston, c'est-à-dire composé de cinq ouvertures isolées par des cloisons en fonte et fermée chacune par un clapet. Un cercle en cuir embrasse la surface un peu conique de l'extérieur, de sorte que cette pièce, lourde par elle-même, n'a besoin que d'être posée sur le siége conique qui se trouve à la base du corps de pompe; le poids comprime le cuir et le joint s'obtient naturellement. On peut par conséquent, à l'aide de l'anneau supérieur, enlever le clapet par le haut de la pompe et le redescendre à sa place après l'avoir réparé; un guide quadrangulaire est placé à la base du clapet, de manière à faciliter sa mise en place.

Cette pompe est pourvue d'un tuyau aspirateur boulonné à sa base, et d'une série de tuyaux élévateurs boulonnés au-dessus, jusqu'au déversoir supérieur; la tige qui met le piston en mouvement est placée dans la colonne de tuyaux elle-même, ainsi qu'il est indiqué par la figure 163.

Pour rendre plus facile le démontage et la manœuvre de l'appareil, on emploie des tiges en bois, dites *tire-bourres*, et l'on place au-dessus du piston un assemblage à enfourchement et bague qui permet de retirer le piston très-rapidement pour le réparer ou le remplacer par un autre.

Cette pompe, la plus simple qui puisse être construite, est non-seulement d'un entretien et d'une manœuvre faciles, mais son débit est d'autant plus avantageux, que l'eau n'y éprouve aucun coude et par conséquent aucun frottement qui puisse être évité. Lorsque la colonne d'eau, violemment aspirée par l'ascension rapide du piston, traverse les clapets, la force vive acquise par cette colonne d'eau ouvre les clapets du piston avant qu'il ait commencé sa descente, et le débit d'eau, au lieu d'être inférieur à la capacité du corps de pompe, est, en réalité, supérieur d'un douzième environ pour les pompes bien montées et bien entretenues.

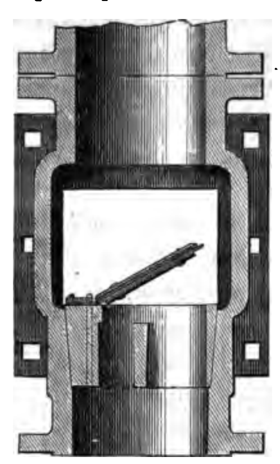


Fig. 165. *Clapet simple dans une chapelle.*

Lorsque les pompes sont d'un petit diamètre, les clapets se font d'une seule pièce. On les place dans une chapelle, c'est-à-dire dans un tuyau renflé que l'on peut ouvrir à l'aide d'une porte boulonnée. Le clapet, porté sur un siége, est simplement posé dans cette chapelle, et l'on peut à volonté le retirer pour le réparer ou le remplacer par un autre.

Pour compléter ce qui peut être dit sur l'installation de la pompe élévatoire, nous ajouterons que son grand avantage est

de pouvoir être suspendue et par conséquent de ne pas exiger des fondations solides et souvent difficiles à établir dans un puits. Lors même que la pompe est mobile, lors même qu'elle n'est pas verticale, elle ne cesse pas de bien fonctionner. Ainsi, dans le fonçage d'une avaleresse, on suspend la pompe par un collier et par deux tirants en bois ou en fer (fig. 165); ces tirants sont terminés à leur partie supérieure par des taraudages dont la hauteur est égale à celle d'un tuyau. On peut ainsi faire descendre la pompe à mesure que le puits s'approfondit en tournant les écrous supérieurs, appuyés sur une traverse.

Si la pompe vient à être noyée, sa construction lui permet évidemment de fonctionner. La faculté d'enlever le piston et de retirer le clapet, puis de les remettre tous deux en place dans le corps de pompe noyé, assure la facilité des réparations. C'est à cause de ces avantages que la pompe élévatoire est employée dans presque tous les systèmes d'épuisement, pour aspirer les eaux dans le puisard. Ajoutons qu'un système monté avec des pompes foulantes a besoin d'une grande précision de montage et d'une grande solidité, tandis que, dans les systèmes montés en pompes élévatoires, on est étonné de voir l'épuisement bien fonctionner, alors qu'il y a à peine un point solidement établi, et que tout est ébranlé et hors d'aplomb dans le puits.

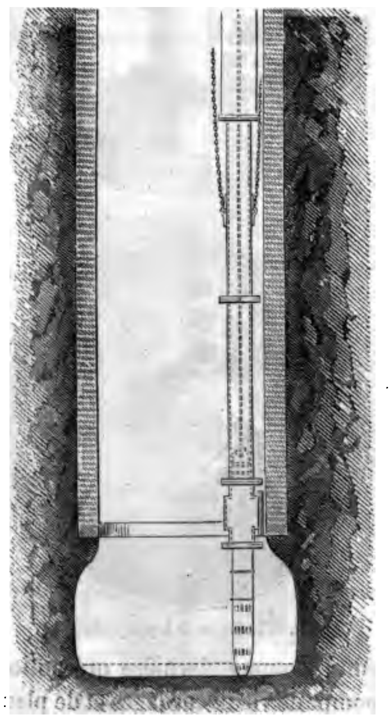
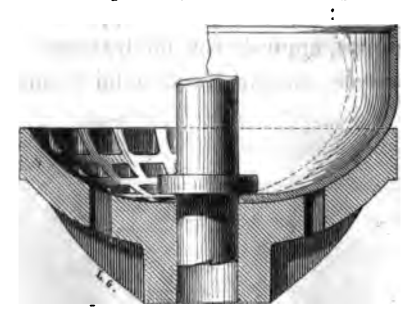


Fig. 166. *Fonçage d'un puits avec pompe élévatoire suspendue.*

Lorsque le fonçage d'un puits est entravé par l'affluence des eaux, sans même que l'on ait des niveaux à franchir, la pompe élévatoire est encore celle que l'on doit préférer.

La figure 166 indique une disposition adoptée par M. de Francy, pour le fonçage d'un puits dans le terrain anthraxifère de la Sarthe, disposition qui présente quelques particularités intéressantes.

Le corps de pompe est suspendu par des chaînes; il se compose de deux tuyaux superposés, ayant deux ou trois fois la longueur de la course; l'aspirateur, qui est très-court, est formé d'un tuyau en forte tôle, percé de trous sur une certaine hauteur. La pompe élévatoire, ainsi construite, peut être posée sur son aspirateur; les ouvriers qui foncent ont soin de la pousser toujours du côté où le fonçage est le plus profond. Ils bouchent avec des chevilles en bois les trous qui se trouvent au-dessus des eaux qui s'accumulent au fond du puits, de sorte que l'aspiration se fasse toujours par les trous qui plongent et sans prise d'air; enfin, comme dernière précaution, on enveloppe le corps de pompe de vieux cordages et de planches, de manière à le garantir contre les chocs et les éclats résultant des coups de mine.



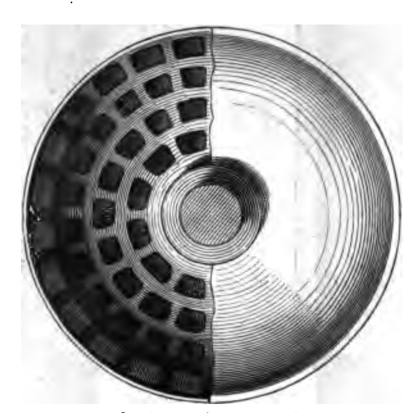


Fig. 167. *Piston de la pompe Letestu.*

Les choses étant ainsi disposées, la pompe est mise en mouvement, et, pendant qu'elle tient les eaux basses, en les aspi-

rant à mesure qu'elles affluent, les mineurs procèdent au fonçage.

Les coups de mine sont placés comme d'habitude, et le corps de pompe y résiste, grâce à son enveloppe, comme aussi grâce à la solidité de l'aspirateur en tôle qui reçoit les chocs les plus violents; l'épuisement fonctionne lors même que la pompe est déviée de la verticale. Enfin, comme le corps alésé est beaucoup plus haut que la course du piston, il descend à mesure que le puits s'approfondit et que les chaînes qui le soutiennent sont lâchées, sans qu'il soit besoin d'allonger aussi souvent la tige.

Grâce à ses nombreuses applications, la pompe élévatoire est un des instruments les plus précieux pour l'exécution des travaux de mine. On a donc cherché à varier sa construction de manière à remédier à tous les inconvénients que peut présenter son emploi.

M. Letestu a imaginé diverses dispositions de soupapes et pistons qui permettent d'élever les boues et les sables dont les eaux des puisards sont souvent chargées.

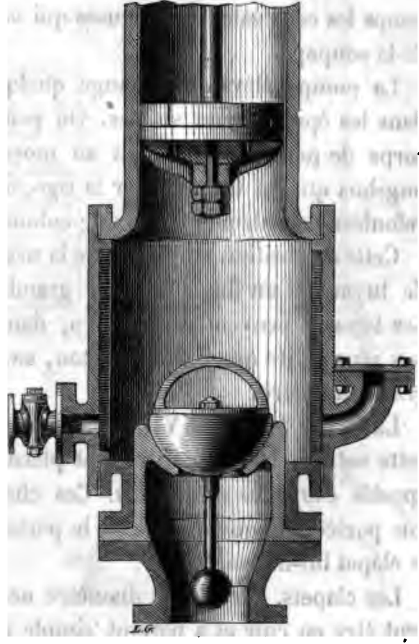


Fig. 168. *Pompe élévatoire Letestu.*

Le piston de M. Letestu (fig. 167) est concave et percé de trous. Un cuir légèrement embouti est placé dans la concavité de ce piston et maintenu par la tige qui le traverse. Il en résulte une sorte de cornet qui se contracte pour laisser passer l'eau lorsque le piston descend et qui, lorsqu'il remonte, s'épanouit et s'applique à la fois contre la concavité du piston

et contre l'alésage du corps de pompe, de manière à faire les joints nécessaires. Ce piston laisse facilement passer les sables et des fragments de roches ou de bois, sans cesser de bien fonctionner.

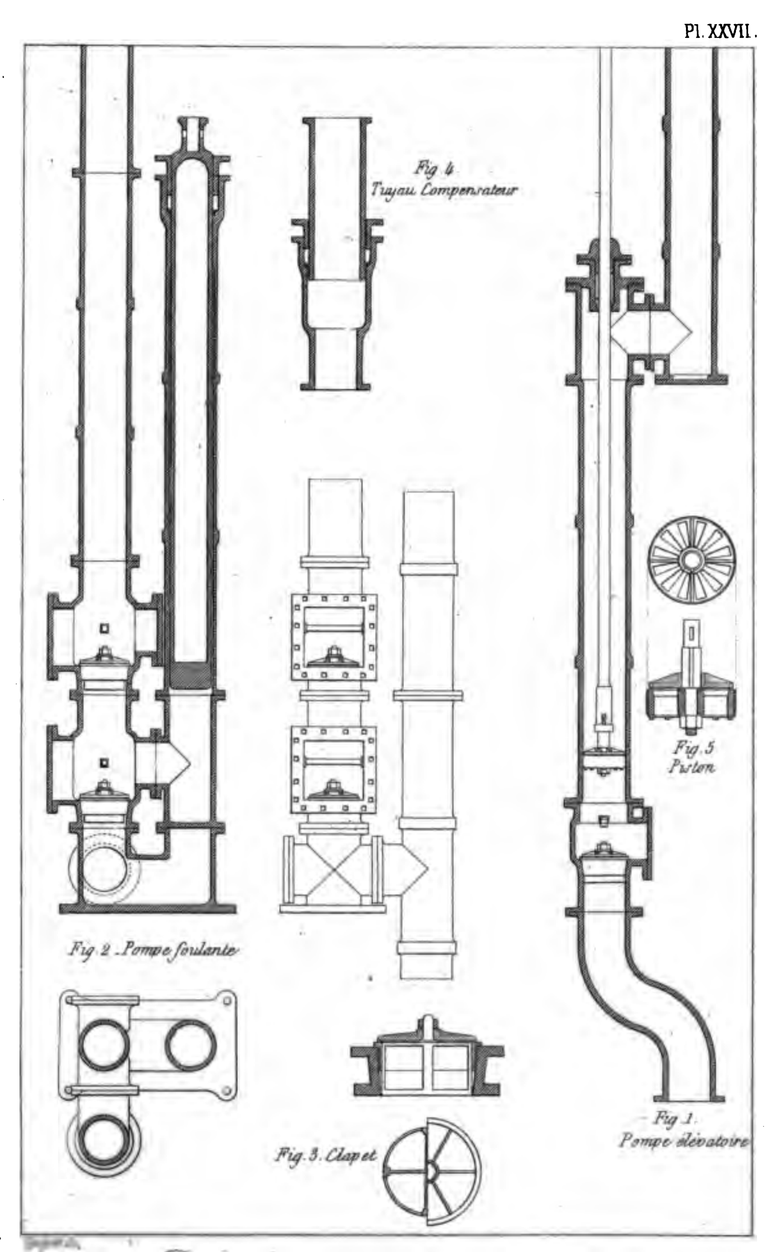
La soupape, représentée fig. 168, est une portion de sphère en caoutchouc vulcanisé; un poids inférieur tend à ramener toujours cette soupape sur son siége et dans sa position normale pour faire le joint. Cette soupape est sur un siége un peu exhausé, de sorte que les fragments de roches qui se trouvent entraînés dans l'aspirateur puissent retomber dans le vide annulaire situé en contre-bas. Enfin, des tubulures sont disposées d'une part pour remplir d'eau le corps de pompe et l'amorcer avant la mise en train; d'autre part, pour rejeter de temps en temps les eaux sales et boueuses qui ont pu s'accumuler autour de la soupape.

La pompe élévatoire change quelquefois de forme, surtout dans les épuisements stables. On peut par exemple fermer le corps de pompe par le haut au moyen d'un couvercle à stuffing-box qui est traversé par la tige, de sorte que les eaux sont refoulées latéralement dans une colonne de tuyaux.

Cette disposition affranchit de la nécessité d'avoir une colonne de tuyaux d'un diamètre plus grand que le corps de pompe. Les tuyaux peuvent même être, dans ce cas, d'une section un peu plus petite que celle du piston, surtout pour les pompes de grand diamètre.

La figure 1, pl. XXVII, représente une pompe élévatoire de cette nature. Les soupapes sont placées dans des tuyaux renflés appelés *chapelles* ou *secrets*. Ces chapelles sont terminées par une portée conique qui reçoit le porte-clapet, sur lequel repose le clapet lui-même.

Les clapets, lorsque le diamètre ne dépasse pas $0^{m},25$, peuvent être en cuir et à battant simple ou double. La figure 165 représente une soupape à battant simple, dans la chapelle, avec l'indication de la porte latérale qui sert à le retirer pour le changer.



Pompe foulante et pompe élévatoire
Employées à Roche la Molière

Pag. 422

Sur la planche XXVII la pompe élévatoire est représentée avec un clapet en bronze (fig. 3), formé d'un cylindre à jour surmonté d'un plateau circulaire formant soupape. Ces clapets conviennent surtout pour les grandes hauteurs d'action; leur course est limitée par un heurtoir fixé dans la partie supérieure de la chapelle.

Le piston représenté fig. 5 est percé de trous triangulaires sur la moitié de sa section. Le plateau-clapet guidé par la tige est percé lui-même de trous inverses, c'est-à-dire qui correspondent aux pleins de la surface du piston. De cette manière, les ouvertures du piston sont fermées lorsque le plateau repose sur la surface; elles donnent passage à l'eau, lorsque le piston descend et que le plateau est soulevé. Cette construction ne convient qu'aux pistons de grand diamètre; pour les petits, la multiplicité des cloisons et le recouvrement nécessaire des pleins sur les vides pour obtenir le joint diminuent trop la section libre pour le passage de l'eau.

Les pompes élévatoires sont rarement employées pour de très-grandes hauteurs d'action. 30 mètres est une hauteur moyenne qui, dans bien des cas, a été portée à 50 et 60 mètres sans inconvénient.

Pompes foulantes. — Les pompes élévatoires sont à simple effet; elles élèvent l'eau lorsque les tiges montent, de telle sorte que le moteur qui les met en mouvement doit élever à la fois le poids des tiges et le poids de toute la colonne d'eau. Les conditions du mouvement seraient bien difficiles à régulariser, surtout pour les mines profondes, si l'on n'employait des pompes foulantes qui élèvent l'eau lorsque les tiges descendent.

La pompe foulante la plus fréquemment employée est une pompe à *plongeur*, dont un type est représenté fig. 169 et pl. XXVII, fig. 2.

Le plongeur est un cylindre tourné, creux à l'intérieur pour qu'il soit moins lourd, et passant dans un stuffing-box. Le corps de pompe n'est pas alésé, mais il doit être assez bien fondu pour qu'il y ait le moins d'espace nuisible possible

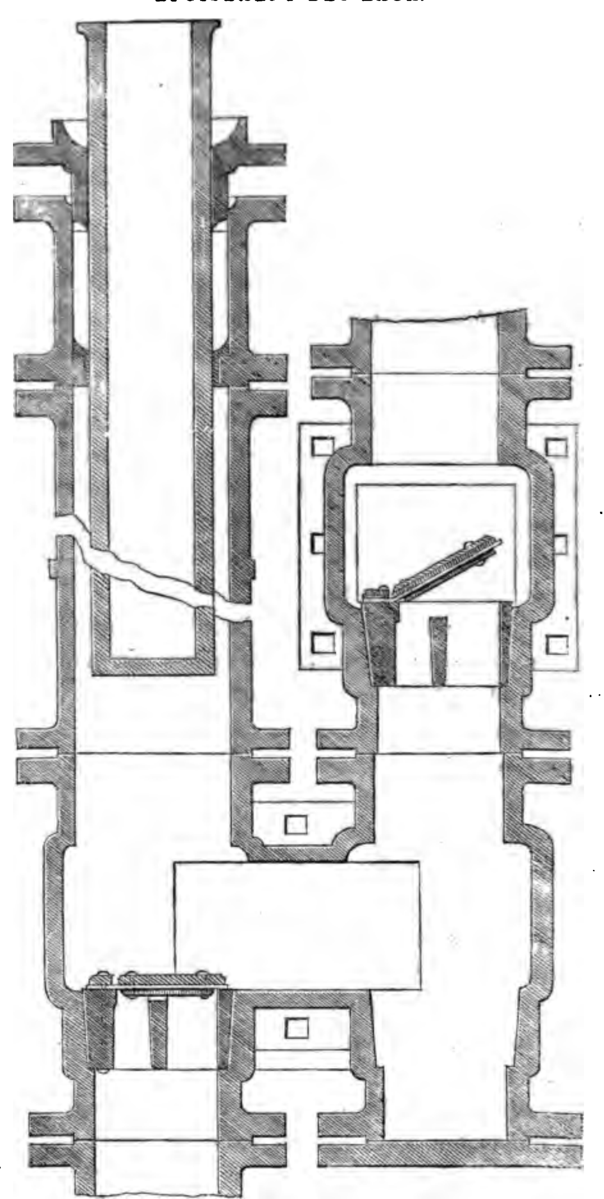


Fig. 169. *Pompe foulante à plongeur.*

autour du plongeur. Deux soupapes placées dans les chapelles complètent la pompe ; l'une est la soupape d'aspiration, l'autre celle de refoulement. On les construit suivant qu'elles ont un plus ou moins grand diamètre, comme les soupapes et clapets des pompes élévatoires.

Le débit théorique d'une pompe ainsi construite est évidemment égal à la section du plongeur multipliée pour sa course ; mais ce débit n'est jamais atteint. Les espaces nuisibles que présentent le corps de pompe et la chapelle, les coudes que le courant d'eau est obligé de faire, et surtout la non-concordance de l'aspiration avec le refoulement, empêchent ces pompes de présenter les avantages de la pompe élévatoire. Le débit effectif sera donc sensiblement moindre, et, lorsqu'une pompe foulante est employée pour élever le débit d'eau fourni par une pompe élévatoire, on devra augmenter la section du plongeur d'environ $\frac{1}{10}$ comparativement à celle du piston de la pompe élévatoire.

Les espaces nuisibles que renferme une pompe foulante obligent à certaines précautions. Ainsi, pour mettre en train, il faut nécessairement *amorcer*, c'est-à-dire remplir d'eau toute la pompe et en expulser l'air. Pour cela, on a soin de percer un petit trou dans le clapet de refoulement, de sorte que l'eau versée dans la colonne puisse le traverser, sans que ce trou insignifiant, comparativement à la section totale de la soupape, puisse nuire au fonctionnement de la pompe. En dessus du stuffing-box, dans lequel passe le plongeur, on perce également un petit trou et on place un robinet qui permet d'expulser l'air accumulé dans la zone annulaire qui entoure le plongeur.

La nécessité de ces précautions a conduit quelquefois à adopter une autre construction, qui consiste à augmenter l'espace annulaire qui existe entre le plongeur et le corps de pompe en lui donnant une section égale à celle du piston, et à placer immédiatement au-dessous du stuffing-box la tubulure de refoulement qui porte le clapet supérieur. Cette disposition exige une colonne de soutènement supplémentaire,

pour supporter la tubulure et les tuyaux qui lui sont superposés.

On peut encore construire des pompes foulantes composées d'un piston simple, plein et à garniture de cuir, se mouvant dans un corps de pompe alésé, au moyen d'une tige de petit diamètre ; on peut employer les clapets à boulets, ou les soupapes à coquilles en bronze.

Toutes les constructions de pistons et de clapets peuvent être adoptées à la condition, pour les pistons, de présenter des joints solides et durables, et, pour les clapets, de n'être ni trop lourds ni trop mobiles sur leurs siéges, et d'offrir à l'eau un passage facile par un orifice qui ne soit pas au-dessous de la moitié de la section du piston.

Les pompes foulantes exigent des fondations beaucoup plus solides que les pompes élévatoires ; on les place sur des traverses superposées et fortement encastrées dans les parois du puits. Si ces parois ne présentent pas des garanties suffisantes de solidité, on y entaille deux plans inclinés et l'on fait porter les traverses sur ces plans, de sorte que l'ensemble forme une espèce de pont fortement appuyé. Les traverses de $0^m,30$ d'équarrissage qui servent de fondation peuvent être juxtaposées, de manière à présenter un palier de $0^m,60$ de largeur, et l'on superpose trois, quatre, cinq et six épaisseurs. On obtient ainsi une fondation à l'épreuve de la pression et des chocs qu'elle doit supporter.

La hauteur d'action des pompes foulantes, solidement établies, n'a d'autre limite que la solidité des corps de pompe, des clapets, des tuyaux et de la fondation. 60 mètres est, en quelque sorte, un minimum dans les grands épuisements ; 100 mètres est une moyenne souvent dépassée. Les pompes de Huelgoat élèvent l'eau, d'un seul jet, à 240 mètres de hauteur, et dans les salines de Bavière, on a monté des pompes foulantes qui refoulent l'eau directement à 370 mètres ; hauteur qui, par suite de la densité des eaux salées, porte la charge totale à 45 atmosphères.

Pompes à double effet. — Les pompes à double effet sont

quelquefois employées dans les mines, mais presque exclusivement pour les épuisements intérieurs.

Ainsi, dans les travaux ouverts en vallées, en contre-bas des galeries qui servent à écouler les eaux, on est souvent gêné par des infiltrations; on monte alors une pompe qui élève les eaux de ces parties inférieures des travaux dans la galerie qui doit les conduire aux machines d'épuisement. Les pompes employées dans ce cas sont généralement des pompes à bras à double effet.

On a quelquefois établi, dans l'intérieur des mines, des machines à double effet consacrées à l'épuisement. Dans ce cas, l'eau aspirée dans le puisard doit être refoulée à la surface d'un seul jet. La pompe à double effet s'adapte parfaitement à ce service intérieur. On peut en effet attacher la tige de la pompe directement à la tige du piston moteur, et l'on obtient ainsi le mouvement le plus simple et qui occupe le moins de place, condition essentielle dans un établissement de ce genre.

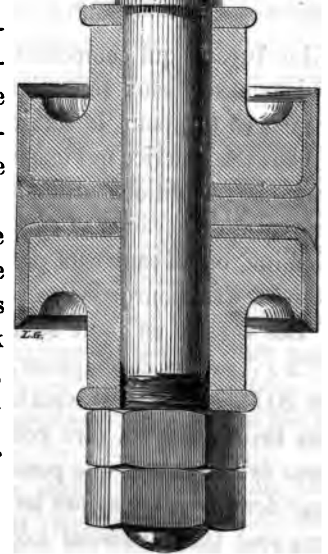


Fig. 170. *Piston de pompe à double effet*

La pompe à double effet exige 4 clapets, dont la construction ne présente aucune difficulté, ces pompes ne s'appliquant pas aux grands épuisements, et n'ayant, par conséquent, pas de grandes dimensions. Ces pompes étant presque toujours posées horizontalement, on emploie surtout les clapets à charnières à un battant, quelquefois les soupapes à boulet. Quant aux pistons, ils sont pleins, et, comme ils doivent refouler sur les deux faces, on les construit généralement à l'aide de deux cuirs emboutis disposés en sens inverse, ainsi que l'indique la figure 170.

Les pompes à double effet, ayant en général une vitesse plus grande que celle des pompes d'épuisement à simple effet, doivent être pourvues d'un réservoir d'air.

On peut obtenir des pompes à double effet les hauteurs d'action que l'on obtient des pompes foulantes ; cela dépend de la solidité des clapets. A Blanzy, une pompe de $0^m,16$ de diamètre et de 1 mètre de course, à la vitesse de 30 coups doubles par minute, refoule l'eau à une hauteur de 90 mètres. Le piston est construit conformément à la figure 170 ; les clapets sont en cuir et tôle.

TUYAUX ET COLONNES D'ÉPUISEMENT.

Les tuyaux qui composent les colonnes d'élévation ou de refoulement des eaux sont généralement en fonte, quelquefois on les fait en tôle pour le service des pompes élévatoires dans les avaleresses, service qui exige la plus grande légèreté possible. Dans les conditions ordinaires, la tôle, lors même qu'elle est galvanisée, s'oxyde et se détruit trop rapidement dans les puits de mine, où les eaux sont presque toujours un peu acides et corrosives, c'est pourquoi l'on préfère l'emploi de la fonte.

Les tuyaux en fonte sont toujours à brides, on leur donne de 2 à 3 mètres de longueur, et on les soumet à un essai de 10 ou 20 atmosphères, suivant la pression qu'ils doivent supporter. Ces tuyaux doivent être coulés debout ou fortement inclinés, pour éviter, autant que possible, les soufflures inférieures. On leur donne des épaisseurs toujours bien supérieures à celles qui leur sont théoriquement nécessaires pour résister à la pression des eaux, et de distance en distance, cette épaisseur est renforcée par de petits cordons.

La partie de ces tuyaux qu'il importe d'étudier avec le plus de soin, est l'assemblage ou joint qui doit les réunir. La disposition ordinaire de ce joint est représentée fig. 171.

Les tuyaux sont à brides; ils doivent être fondus avec des portées saillantes à leurs extrémités, portées que l'on dresse au tour, de sorte que le plan d'assemblage soit toujours bien perpendiculaire à l'axe des tuyaux. Les brides sont percées de trous venus de fonte, espacés d'environ $0^m,10$; elles doivent se raccorder au tuyau par un congé qui leur donne une forte adhérence, et, si elles sont très-larges, leur résistance doit être augmentée par des nervures formant consoles. Enfin, on donne à ces brides une épaisseur un peu plus grande que celle du tuyau, et les boulons d'assemblage doivent être d'un diamètre plus que suffisant, à écrous tournés, avec un filet large et solide.

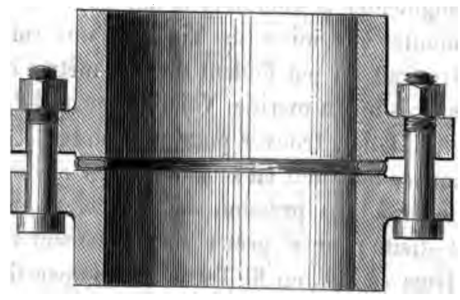


Fig. 171. *Joint des tuyaux.*

Ces principes posés, il reste à déterminer quelle est la substance la plus convenable pour faire le joint. Le plus souvent on emploie une lame de plomb, après avoir eu le soin de creuser sur chacune des portées des tuyaux à assembler une ou deux rigoles circulaires d'un à deux millimètres de profondeur. Le plomb, serré entre les deux portées, est refoulé dans les rigoles et forme ainsi un joint qui a l'avantage de pouvoir être maté s'il venait à fuir. Les saillies formées par la pénétration du plomb dans les rigoles empêchent ce plomb d'être chassé par la pression des eaux.

On a quelquefois substitué aux cercles de plomb des bagues en cuivre rouge qui sont plus résistantes et forment des joints plus durables, mais qui ont l'inconvénient d'exiger une précision beaucoup plus grande dans le montage. Souvent aussi on emploie des cercles en fer, mais en ayant soin de les recouvrir d'une substance compressible, par exemple de chanvre goudronné.

Les joints sont un élément essentiel dans le montage d'une colonne de tuyaux, et de nombreux essais ont été faits pour en augmenter la solidité et la durée. M. de Bracquemont, ayant dû monter aux mines de Vicoigne une colonne dans laquelle se trouvait un jeu foulant de 122 mètres de jet, a employé avec succès la glu marine. Voici comment il décrit ce procédé :

Il fallait trouver pour les joints de cette colonne une substance qui, tout en se solidifiant parfaitement, de manière à résister à une pression de 12 atmosphères, conservât assez d'élasticité pour se prêter au mouvement vibratoire de la colonne. Dans ce but, on fit des essais comparatifs avec le brai, le coaltar, la glu marine, etc. La dernière substance donna seule des résultats satisfaisants, en résistant, sans donner lieu à aucun suintement, à une pression de 25 atmosphères. Cette substance, appliquée à chaud sur le fer, fait corps avec lui.

Pour employer la glu marine, on la fait fondre au bain-marie, dans du chlorure de zinc qui bout à 125°, température qui est précisément celle qui est nécessaire, c'est-à-dire qui ne doit pas être notablement dépassée. On enduit des rondelles en fer entourées de chanvre qui doivent servir pour les joints. Les collets des tuyaux sont également chauffés au jour, de sorte qu'en arrivant à destination ils aient conservé la température nécessaire pour fondre la glu des rondelles; on boulonne ensuite le joint jusqu'à refus. Lorsque les collets n'avaient pas la température convenable, on les chauffait à l'aide d'un réchaud portatif, sans dépasser la température de 150 degrés. Les joints faits dans ces conditions ont parfaitement résisté.

Les tuyaux en tôle, n'étant jamais destinés à former des colonnes d'une grande hauteur ni à servir longtemps, portent simplement des brides en fer d'angle, que l'on assemble sur des cercles en carton ou en étoffe goudronnée. Ces tuyaux résistent beaucoup moins que les tuyaux en fonte aux eaux corrosives : aussi ne les emploie-t-on guère que pour le fonçage des avaleresses dont les eaux sont généralement pures.

Lorsque les eaux d'une mine sont très-corrosives, on garnit

les tuyaux à l'intérieur d'un revêtement en bois goudronné; ce revêtement se compose de douelles minces en sapin, que l'on juxtapose à l'intérieur et que l'on serre les unes contre les autres à l'aide d'une *douelle-clef*, formée de deux fragments en forme de coins triangulaires : inutile de dire que le tuyau a été préalablement goudronné à l'intérieur et que l'on goudronne ensuite le revêtement en bois, de manière à le rendre aussi durable et aussi imperméable que possible.

Une colonne d'épuisement se compose d'une série verticale de tuyaux qui montent d'une pompe à la pompe supérieure; à chaque relais, la colonne se termine par un déversoir, qui verse l'eau montée dans une bâche en bois, en fonte ou en tôle, dans laquelle aspire la pompe supérieure.

On remplace quelquefois les bâches par une hauteur supplémentaire de tuyaux. Une pompe aspire alors par une tubulure latérale, dans la colonne elle-même.

Les tuyaux d'une colonne sont soutenus dans le puits par des moises placées de distance en distance, par exemple de cinq en cinq tuyaux. Ces moises, en bois de chêne et de section rectangulaire, sont posées sur champ et solidement encastrées dans des entailles ou potelles creusées dans le rocher. Elles doivent être posées de sorte que leur surface affleure à environ $0^{m},15$ au-dessous d'un joint; elles soutiennent la colonne fortement serrée entre les moises par des boulons, et ce soutènement est complété par des cales que l'on place au-dessous des brides; ce calage doit être fait de telle sorte qu'il ne puisse empêcher le démontage des boulons et la réparation des joints.

La colonne une fois montée et supportée par une série de moises qui la serrent, la réparation d'un joint se fera en desserrant les moises et soulevant la partie supérieure au joint qu'il s'agit de refaire. Le changement d'un tuyau brisé exigera une manœuvre analogue.

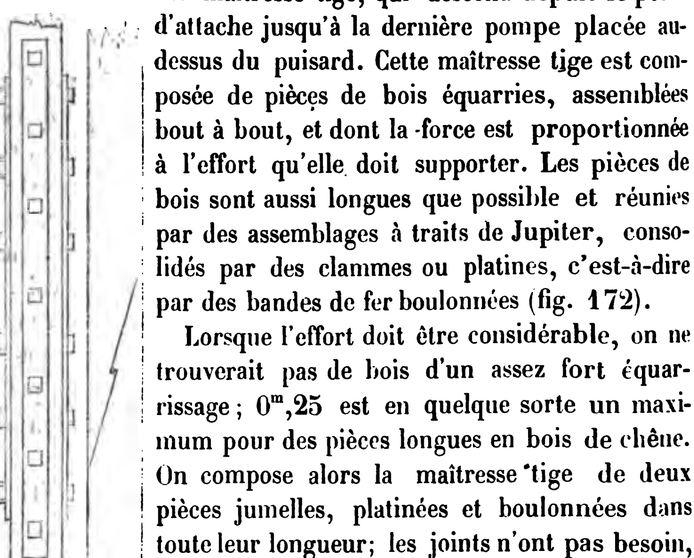
Le montage d'une colonne d'épuisement exige quelques dispositions spéciales, telles que des tuyaux compensateurs,

des tuyaux coudés, etc., dispositions qui sont indiquées par la planche XXIX qui représente les parties principales d'une colonne établie à Rive-de-Gier, et par les planches XXVII et XXVIII qui représentent une colonne montée par l'ingénieur Luyton, au puits Dolomieu, près Roche-la-Molière.

TIGES ET CONTRE-BALANCIERS.

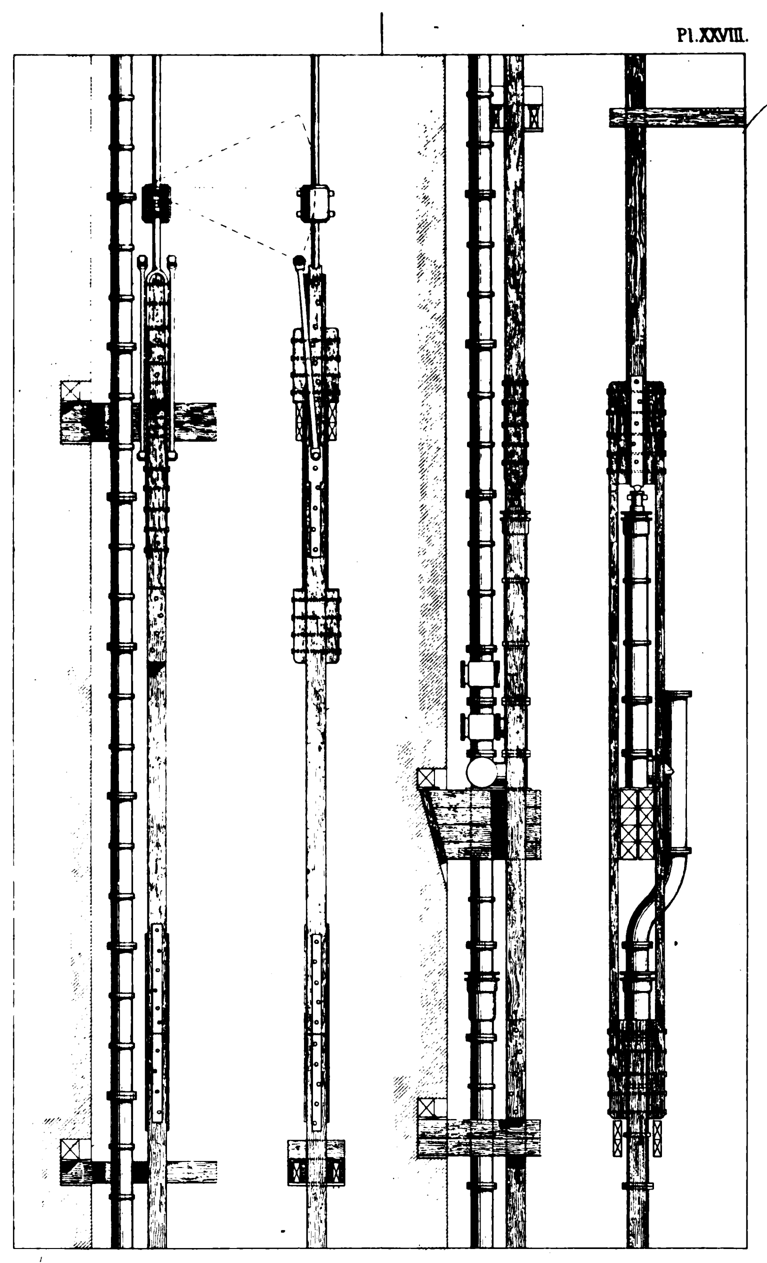
Les pompes étant établies et la colonne de tuyaux montée, il reste à donner le mouvement aux pistons qui doivent élever l'eau du puisard jusqu'au-dessus de l'orifice du puits.

Le moteur est placé au jour, il est attelé directement ou par un balancier à une maîtresse tige, qui descend depuis le point d'attache jusqu'à la dernière pompe placée au-dessus du puisard. Cette maîtresse tige est composée de pièces de bois équarries, assemblées bout à bout, et dont la force est proportionnée à l'effort qu'elle doit supporter. Les pièces de bois sont aussi longues que possible et réunies par des assemblages à traits de Jupiter, consolidés par des clammes ou platines, c'est-à-dire par des bandes de fer boulonnées (fig. 172).


Fig. 172. Assemblage des pièces d'une maîtresse tige.

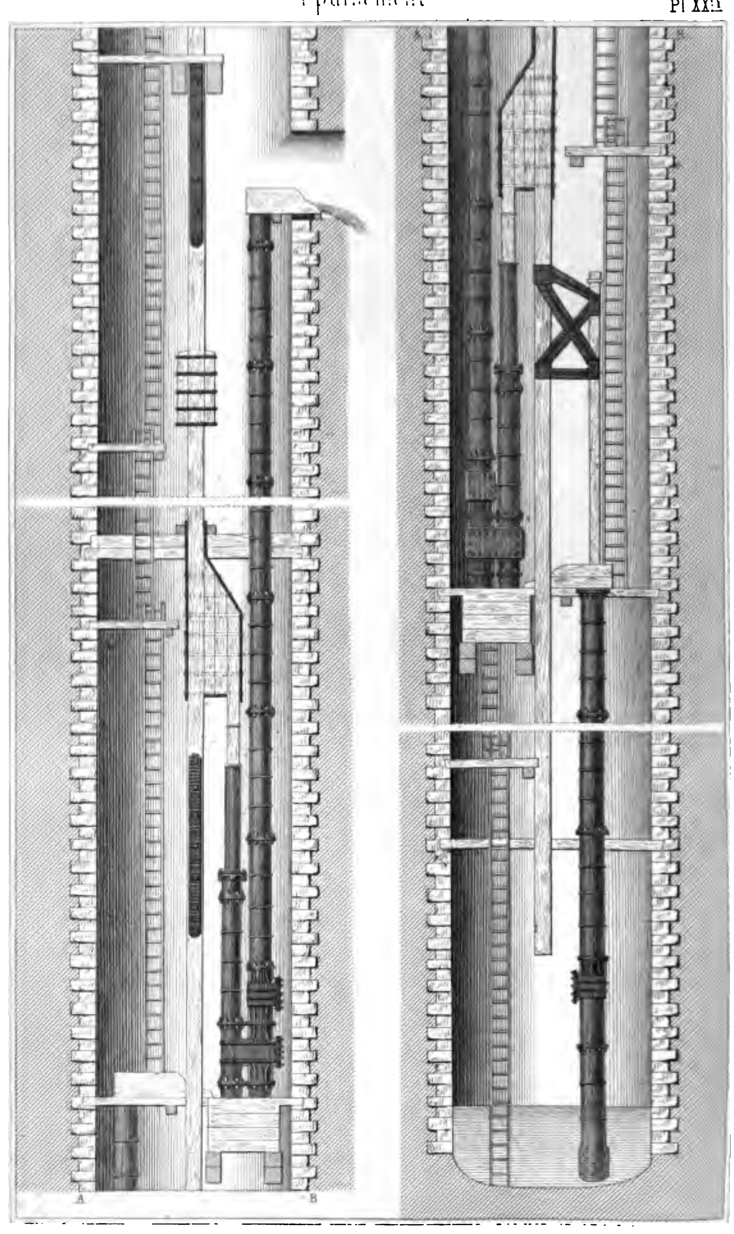
Lorsque l'effort doit être considérable, on ne trouverait pas de bois d'un assez fort équarrissage ; $0^m,25$ est en quelque sorte un maximum pour des pièces longues en bois de chêne. On compose alors la maîtresse tige de deux pièces jumelles, platinées et boulonnées dans toute leur longueur; les joints n'ont pas besoin, dans ce cas, d'être à traits de Jupiter, on place simplement les pièces bout à bout, ou entaillées à mi-bois, ainsi qu'il est indiqué fig. 173.

La maîtresse tige n'a pas besoin d'avoir la même force sur toute sa longueur. Les parties supérieures ap-



Montage des tiges et d'une Pompe foulante à Roche la Molière

Pag. 432



*Disposition d'une maîtresse tige avec pompes [illegible]
et pompe élévatoire dans un puits de mine.*

pelées à supporter tous les efforts de traction et de pression, et devant, d'ailleurs, soutenir le poids de toutes les parties inférieures, doivent évidemment être plus fortes. A mesure que l'on passe une pompe en descendant, on réduit l'équarrissage des bois et les dimensions des ferrures.

Pour la guider dans son trajet vertical du haut en bas du puits, on fait passer la maîtresse tige entre des moises placées de distance en distance et principalement dans le voisinage des pompes; ces moises servent également à la soutenir au moyen de heurtoirs ou pièces de butée. Le support le plus solide est placé à l'orifice du puits; il doit l'être assez pour soutenir le poids et le choc, dans le cas où, une pièce de l'attache venant à se rompre, la maîtresse tige tomberait.

L'attache des pistons des pompes élévatoires et foulantes à la maîtresse tige est une des parties les plus importantes du montage. Les divers modes d'attache sont représentés par les planches XXVIII et XXIX.

Pour atteler une pompe foulante, comme la maîtresse tige doit opérer par traction, il suffit d'une attache latérale, en interposant entre la maîtresse tige et la tige de la pompe élévatoire un remplissage en bois ou une pièce de fonte. Pour que cet assemblage soit solide, il faut évidemment rapprocher autant que possible les pompes de la maîtresse tige, et boulonner solidement les deux tiges et le remplissage intermédiaire.

Fig. 175.
Maîtresse tige double.

Une pompe foulante exige beaucoup plus de précautions, parce qu'elle est mise en mouvement par la descente des tiges et que sa hauteur d'action est en général plus considérable. On peut disposer un attelage latéral, ainsi qu'il est indiqué par la planche XXIX représentant une colonne d'épuisement de Rive-de-Gier; mais il est plus avantageux d'adopter le système indiqué par la planche XXVIII pour la

colonne d'épuisement du puits Dolomieu de Roche-la-Molière. Ce système consiste à attacher directement le piston foulant à l'extrémité de la maîtresse tige et à transmettre le mouvement aux pompes inférieures par deux tiges latérales qui passent de chaque côté de la pompe foulante; au-dessous de la pompe, la maîtresse tige est rétablie dans le même axe qu'au-dessus. Cette disposition a l'avantage de maintenir l'effort de refoulement dans l'axe de la maîtresse tige et d'éviter ainsi tout danger de la fausser.

Certaines portions des tiges, et notamment les tiges latérales qui passent de chaque côté des pompes foulantes, peuvent être en fer forgé. En général, on évite cependant l'emploi du fer pour les maîtresses tiges, parce que l'oxydation les altère promptement, et que leur réparation est toujours plus coûteuse et plus longue que celle des tiges en bois. Enfin, les tiges en bois présentent l'avantage de permettre d'atteler une pompe supplémentaire à tel ou tel niveau, et de prendre très-facilement des attaches sans démontage et sans interruption sensible, condition qui n'est pas sans valeur pour des machines qui doivent être le moins possible exposées à chômer.

Équilibre du mouvement. — Supposons un système d'épuisement complétement monté dans toute la hauteur d'un puits, sauf les pompes dont la construction n'est pas encore arrêtée. Le débit d'eau a permis de fixer le diamètre de ces pompes, il reste à décider si elles seront élévatoires ou foulantes.

On calculera d'abord le poids de la colonne d'eau à élever depuis le fond du puisard jusqu'au dégorgeoir supérieur; ce poids, c'est-à-dire la pression exercée sur les pistons, sera P. On construira ensuite la maîtresse tige dans les proportions convenables pour manœuvrer cette colonne d'eau, et l'on pourra calculer le poids total du bois et des ferrures qui la composent; ce poids sera T. Comparant ces deux éléments, on peut prévoir trois cas distincts : $P > T$, $T = P$, $P < T$.

Dans le premier cas, la colonne d'eau ayant un poids plus considérable que celui des tiges, on prendra la différence des deux nombres et l'on partagera la hauteur de la colonne d'épui-

sement en deux parties, l'une supérieure, représentant un poids d'eau égal au poids des tiges, l'autre inférieure, formant le complément. La première partie devra être desservie par des pompes foulantes, agissant par le poids des tiges soulevé et abandonné à lui-même; la partie inférieure sera desservie par des pompes élévatoires. Au moyen de cette disposition, le poids des tiges se trouvera naturellement équilibré, et l'effort à produire par la machine motrice (en dehors des frottements) consistera à soulever le poids des tiges et celui de la colonne d'eau des pompes élévatoires, puis à abandonner tout l'attirail, qui retombera par un léger excédant de poids qu'on lui laissera en refoulant les eaux jusqu'à la surface par le jeu des pompes foulantes.

Dans la seconde hypothèse, P=T, c'est-à-dire que l'attirail des tiges est égal au poids total de la colonne d'eau. Toute la colonne sera montée par des pompes foulantes; et, comme il faut un excédant de poids pour que l'attirail descende avec une vitesse convenable, on placera au bas du puits une pompe élévatoire ayant une faible hauteur d'action. Le système de pompe, élévatoire ayant l'avantage de pouvoir marcher noyé, est toujours préférable pour la pompe du bas.

Enfin, la troisième hypothèse suppose que le poids de l'attirail des tiges dépasse celui de la colonne d'eau, ce qui se présente presque toujours dans les épuisements à de grandes profondeurs, 300 ou 400 mètres par exemple.

Dans ce cas, les pompes étant toutes foulantes, sauf la pompe du puisard, comme dans le cas précédent, il restera encore à équilibrer un poids plus ou moins grand. Cette précaution d'équilibre est indispensable, puisque, sans cela, la maîtresse tige, une fois soulevée par le moteur, ne pourrait être ensuite abandonnée à elle-même sans retomber avec violence et tout briser dans le puits. L'équilibre s'obtient généralement par un ou plusieurs *contre-balanciers*.

Un contre-balancier est un balancier en bois ou en fonte, attelé d'un côté à la maîtresse tige, et de l'autre chargé de contre-poids que l'on peut faire varier à volonté. La figure 174

représente la disposition d'un contre-balancier en bois, avec une caisse-contre-poids dans laquelle on charge des pierres ou des plaques de fonte. Les contre-balanciers se construisent également en fonte, comme ceux des machines.

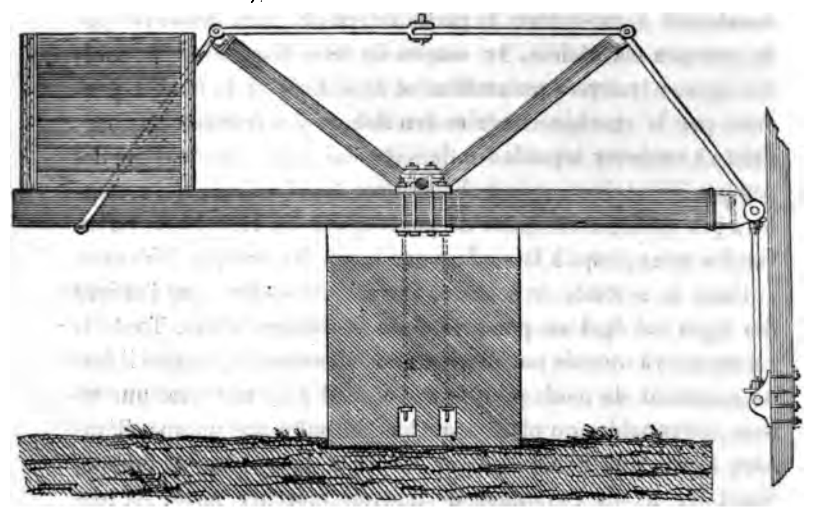


Fig. 174. *Contre-balancier.*

En Angleterre, on emploie souvent, pour équilibrer les maîtresses tiges, des contre-poids d'eau.

Pour établir ces contre-poids, il suffit d'atteler à la maîtresse tige un plongeur qui oscille dans un corps de pompe sans clapets. Une colonne de tuyaux communiquant avec la partie inférieure de ce corps de pompe est remplie d'eau à une hauteur telle, que la colonne d'eau exerce sur le plongeur une contre-pression suffisante. Ce genre de contre-poids tient peu de place; il est plus coûteux à établir que les contre-balanciers, que l'on préfère en général dans les exploitations du continent.

MOTEURS APPLIQUÉS A L'ÉPUISEMENT.

Si l'on se reporte au simple énoncé des conditions qui viennent d'être indiquées pour le mouvement d'un appareil d'épui-

sement, on reconnaîtra que les machines *à simple effet* sont les seules convenables. Il ne s'agit, en effet, pour le moteur, que de soulever un poids donné, et de l'abandonner ensuite à lui-même.

La machine à vapeur est le moteur le plus employé, celui qui convient le mieux à presque toutes les localités. Parmi les constructions de machines à simple effet, on n'a à choisir qu'entre deux systèmes : la machine de Newcomen et la machine du Cornwall.

Les machines de Newcomen sont encore quelquefois appliquées aux épuisements, surtout en Belgique et dans le nord de la France, pour passer les niveaux pendant le creusement des avaleresses. On les emploie, parce qu'elles sont les plus simples et les moins coûteuses à construire. Dans ces machines, la vapeur, agissant sur le piston, enlève la charge; puis, au moyen d'une soupape qui, au bout de la course, met en communication le dessus et le dessous du piston, cette vapeur passe au-dessous par l'entraînement de la maîtresse tige. La condensation de la vapeur qui a travaillé se fait, au moyen d'une injection d'eau froide, dans le cylindre lui-même, et un peu avant le décrochement de la soupape qui amène la vapeur sur le piston.

Les machines de Newcomen consomment beaucoup de combustible par suite du refroidissement du cylindre à chaque oscillation ; elles n'ont d'autre mérite que leur simplicité et doivent, par conséquent, être construites avec la plus grande économie, et n'être employées que pour les épuisements passagers. Le balancier est en bois, armé à chaque extrémité de deux secteurs sur lesquels roulent deux bouts de chaîne à la Vaucanson, attachés, d'un côté, au piston du cylindre à vapeur, et de l'autre à la maîtresse tige, de manière à éviter la construction des parallélogrammes.

Cette machine d'épuisement a reçu de nombreux perfectionnements dans le Cornwall, où l'exploitation des mines de cuivre et d'étain est gênée par l'abondance des eaux; le prix assez élevé du combustible a d'ailleurs obligé les exploitants à opé-

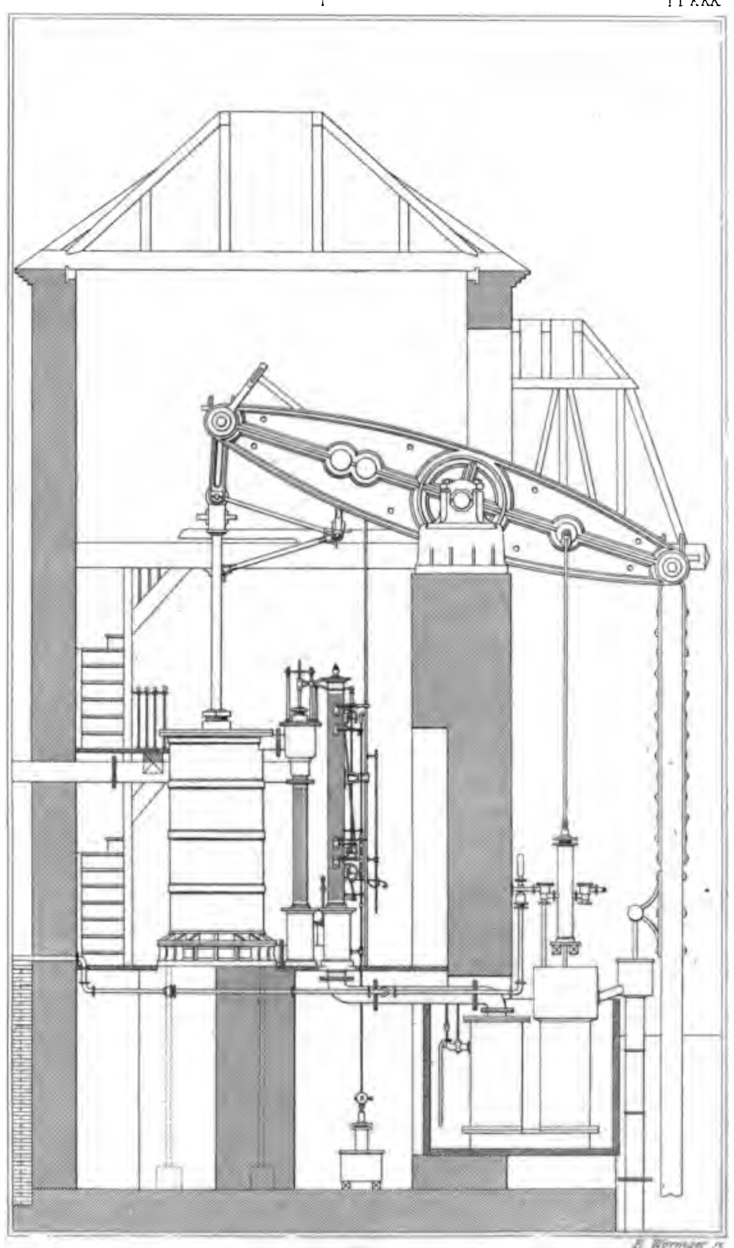
rer ces perfectionnements, non-seulement sous le point de vue mécanique, mais encore sous celui de l'économie dans la consommation. Les modifications principales que présente cette machine, comparée à la machine de Newcomen, sont : 1° l'emploi d'un condenseur isolé du cylindre ; 2° l'application de la vapeur à haute pression, et d'une détente très-développée ; 3° les détails mécaniques pour le règlement du régime de la machine.

Nous jetterons un coup d'œil rapide sur ces trois genres de perfectionnement.

La planche XXX représente la disposition générale d'une machine à balancier, placée à côté du puits dans lequel se trouve monté l'appareil d'épuisement. Le condenseur est le même que celui des machines ordinaires : seulement, la machine étant à simple effet, il est muni d'une soupape qui limite l'injection d'eau froide au temps d'affluence de la vapeur. Ce condenseur doit être placé dans une bâche recevant une partie des eaux épuisées qui en refroidissent constamment les parois ; mais, si les eaux de la mine sont trop impures pour servir à l'injection et à l'alimentation des chaudières, on doit faire arriver des eaux convenables par un tuyau spécial.

Les conditions de mouvement les plus avantageuses pour l'épuisement sont : d'enlever vivement la charge ; puis, le premier mouvement étant déterminé, de diminuer progressivement l'effort exercé, de sorte qu'il soit nul au bout de la course. Ces conditions exigent que la vapeur à une pression élevée soit amenée subitement sur le piston par des orifices à grande section, et qu'on la laisse agir par détente aussitôt que, l'inertie étant vaincue, la colonne d'eau a reçu le mouvement ascensionnel et n'a plus besoin que d'un effort moindre pour continuer sa course.

Les soupapes ordinaires employées pour les machines à vapeur exigent, pour être soulevées de leur siége, un effort mesuré par la surface de leur cerclé multipliée par la différence des pressions. La manœuvre des soupapes à grande section nécessaires au jeu des machines d'épuisement absor-



Machine d'épuisement établie aux mines de Braille.

Échelle 1/60. force de 70 chevaux.

Page 438

l..rait donc une force notable, si, par un artifice ingénieux, on n'avait diminué cet effort dans une très-grande proportion. Le siége fixe de la soupape est un cylindre ouvert latéralement et à sa partie inférieure, la surface supérieure est fermée ; la soupape mobile a la forme d'une cloche, ouverte au contraire dans sa partie supérieure et dont la surface cylindrique est fermée. Le contact, et par conséquent le joint des deux parties,

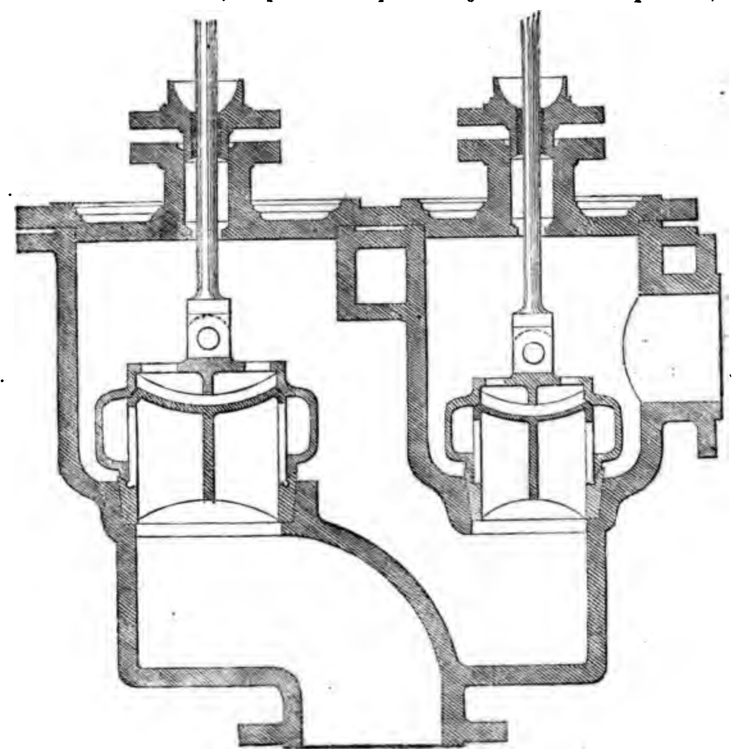


Fig. 175. *Soupapes d'admission et d'équilibre.*

se fait par deux zones annulaires, l'une à la partie supérieure, l'autre à la base. Il résulte de cette disposition, mise en évidence par les figures 175 et 176, que la pression à vaincre pour soulever la soupape est seulement égale à la surface réunie des deux zones annulaires multipliée par la différence des pressions.

En effet, la partie supérieure de la cloche étant évidée, la pression n'agit que sur l'espace compris entre la limite intérieure de la zone du haut et la limite extérieure de la zone du bas; de plus, l'entrée de la vapeur se faisant à la fois par le haut et par le bas, il suffit d'élever la cloche à une très-faible hauteur pour ouvrir à la vapeur une large issue.

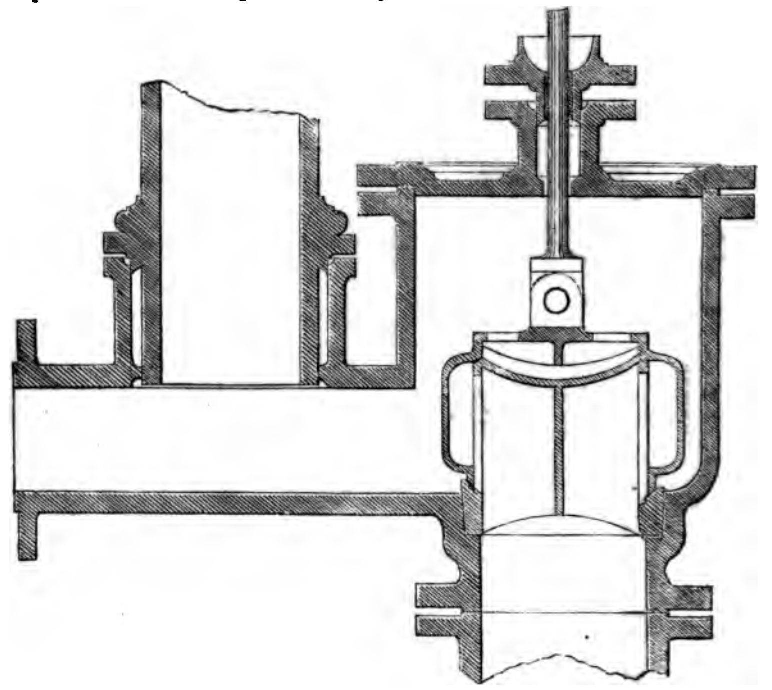
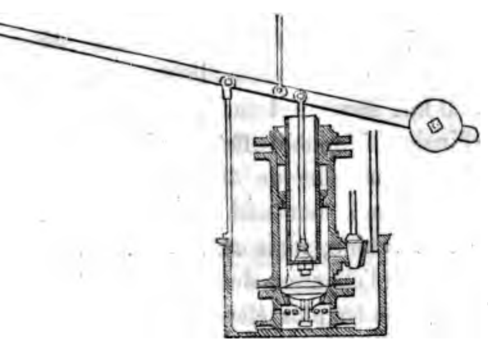


Fig. 176. *Soupape d'exhaustion.*

La machine du Cornwall est gouvernée par trois de ces soupapes : la soupape d'*admission*, qui fait arriver la vapeur sur le piston; la soupape d'*équilibre*, qui, lorsque le piston est au bas de sa course, met en communication la vapeur avec le dessous du piston (ces deux soupapes sont enfermées dans la même boîte (fig. 175), et permet à la maîtresse tige de retomber; enfin la soupape d'*exhaustion*, qui conduit cette vapeur au condenseur (fig. 176).

Les deux premières soupapes, placées dans la même boîte, sont appliquées à la tubulure supérieure du cylindre; le bas de cette boîte est mis en communication par une colonne avec la boîte inférieure. Le dessin d'ensemble (pl. XXX) indique assez cette disposition pour faire comprendre le jeu de la machine. Il reste à signaler les principaux artifices mécaniques à l'aide desquels le mouvement est déterminé et réglé.

Les trois soupapes sont gouvernées par trois arbres horizontaux portant chacun : 1° un encliquetage qui ferme la soupape, 2° un contre-poids qui l'ouvre lorsque l'encliquetage est levé, 3° une manette qui sert à raccrocher l'encliquetage et par conséquent à fermer la soupape. La fermeture se fait, comme d'habitude, au moyen d'un poutrelle ou tringle armée de taquets; quant à l'ouverture, elle est déterminée par un appareil spécial nommé *cataracte*.


Fig. 177. *Cataracte.*

La cataracte est une petite pompe foulante placée au bas de la poutrelle. A chaque oscillation, la poutrelle soulève le piston de la cataracte et lui fait aspirer, au moyen d'un levier, une quantité d'eau déterminée. Cette eau est ensuite chassée du corps de pompe par le poids du piston aidé d'un poids additionnel placé à l'extrémité du levier; l'orifice de sortie est réglé au moyen d'un robinet (fig. 177).

Le levier de la cataracte communique, au moyen d'une tringle et de leviers, avec les encliquetages; il décroche les contre-poids, et ouvre les soupapes vers la fin de sa course, lorsque l'eau, aspirée par le mouvement ascensionnel du piston, est expirée par l'action du contre-poids qui la chasse par

un robinet latéral. Ce mouvement, pris sur le levier de la cataracte, ouvre d'abord la soupape d'exhaustion ; la vapeur est condensée, et le piston, sans être entraîné, est déjà appelé par le vide qui se forme au-dessous de lui ; une ou deux secondes après, l'action de la cataracte ouvre la soupape d'admission de vapeur et détermine la descente du piston. La poutrelle, en descendant, raccroche les soupapes ouvertes par la cataracte et ouvre la soupape d'équilibre au moment où elle atteint le bas de sa course. Une nouvelle oscillation est ensuite déterminée par le jeu de la cataracte, qui a de nouveau reçu de la poutrelle un mouvement d'aspiration ; c'est l'ouverture plus ou moins grande de son robinet qui détermine la vitesse d'expiration de l'eau et règle par conséquent la vitesse de la machine.

L'ensemble de ces conditions constitue les machines les plus économiques et les plus régulières. Ainsi l'on a obtenu par kilogramme de houille brûlée 125 et 150 dynamodes (de 1000 kil. élevés à 1 m. de hauteur), tandis que les machines ordinaires à double effet, épuisant l'eau par des bennes, ne donnent pas plus de 40 dynamodes. Cet effet utile si remarquable résulte non-seulement du système et de la construction de la machine, mais aussi de l'aptitude toute spéciale de ce système à l'élévation des eaux. Il faut d'ailleurs, pour atteindre les chiffres les plus élevés de l'effet utile, que la machine soit employée dans toute sa force et que l'appareil d'élévation des eaux soit dans les meilleures conditions d'établissement et d'entretien.

Les dimensions de la machine déjà citée étaient : pour le cylindre à vapeur, $1^{m},20$ de diamètre et $2^{m},30$ de course ; pour la pompe à air, 1 mètre de course et $0^{m},630$ de diamètre ; pour les trois soupapes, les diamètres étaient de $0^{m},180$ à l'admission, $0^{m},229$ à l'équilibre, 0^{m}, 267 à l'exhaustion. Cette machine, comptée pour 80 chevaux de force, a produit 125 dynamodes par kilog. de houille. Dans le Cornwall, on en a construit qui atteignent jusqu'à 600 chevaux de force et qui, travaillant dans les meilleures conditions d'effet utile, ont donné, dit-on, plus de 200 dynamodes. La machine qui

donne le meilleur résultat est celle qui est placée à Wheal-Vor en Cornwall; le cylindre a 2 mètres de diamètre, 3 mètres de course; son effet utile s'est élevé au chiffre de 307 dynamodes. Si l'on compare les chiffres de consommation de houille à ceux de l'effort des machines du Cornwall, on trouve que, si les chiffres présentés par les ingénieurs anglais sont réels, l'ensemble ne brûle que 1 k. 62 par heure et par force de cheval, et que, pour celles qui se trouvent dans les meilleures conditions, cette consommation est seulement de 1 kilog., c'est à-dire trois fois moindre que celle des machines à vapeur appliquées à l'épuisement par bennes.

Les riches mines de Cornwall ont été le point de départ de tous les perfectionnements apportés à l'épuisement dans les mines. En effet, comme les eaux y sont abondantes, les mines profondes et le combustible coûteux, l'influence de ces conditions a fait de l'épuisement une profession distincte de celle de l'exploitation proprement dite, et les machines sont établies et entretenues par des ingénieurs spéciaux. Ces machines sont pourvues de compteurs fermés à clef, et, lors des visites périodiques dont elles sont l'objet, on peut constater le nombre des coups de piston obtenus dans un temps donné; ce nombre, comparé au journal de l'entretien du système de pompes, donne le chiffre de l'effet utile produit par la quantité de houille dépensée.

Plusieurs de ces machines d'épuisement ont 3 mètres de diamètre au cylindre à vapeur, et plus de 3 mètres de course. On voit par les relevés mensuels que, dans le district des mines, cinquante-neuf machines avaient extrait en 30 jours de travail 3 153 600 mètres cubes d'eau; c'est-à-dire, en moyenne, plus de 72 mètres cubes par minute; travail énorme, si l'on considère que les mines sont généralement à plus de 150 mètres de profondeur.

Le tableau ci-joint des conditions de marche des machines d'épuisement de Consolidated et United-Mines donne une idée de la forme adoptée pour ces relevés mensuels et résume tous les détails de la marche des machines. Dans les conditions ordinaires

DIAMÈTRE du CYLINDRE en pouces anglais.	CHARGES par pouce carré du piston de la machine en livres avoir du poids.	LEVÉE du PISTON en pieds anglais.	Nombre des colonnes de pompes.	HAUTEUR des COLONNES en fathoms et pieds.	DIAMÈTRE des PISTONS des pompes en pouces anglais.	Consommation de houille en bushel de 48 lbs.	NOMBRE TOTAL de levées.	LEVÉES des PISTONS des pompes en pieds anglais.	CHARGES sur les PISTONS des pompes en livres avoir du poids.	NOMBRE DE LIVRES avoir du poids élevées à 1 pied de hauteur par bushel de houille.	NOMBRE de levées par minute.	TRAVAIL UTILE de la machine en dynamodes (1000 kilogram. élevés à 1 mètre de hauteur) par kilogramme de houille consommée.
Maria engine, 90 pouces.	9,28	10	1 4 3 1	7 0 94 4 92 4 45 0	12 16 10 8	2795	259,838	7,5	77568	54 081 821	5,64	196,3
Taylor's engines, 70 pouces.	13,60	10	6	118 5	17	3015	315,010	7,5	69752	54 568 153	6,66	198 1
Pearce's engine, 65 pouces.	14,70	9	1 8 1	1 2 199 2 25 3	11 11 1/8 11	1394	184,220	7,5	58540	58 021 370	4,0	210,6
Machine de Wolf, 90 pouces.	10,55	10	1 8 1	4 1 221 3 8 1	7 1/2 14 8	2640	231,010	7,5	89467	58 515 260	5,01	210,8
Machine de Bawden, 90 pouces.	8,90	10	1 6 1 1	15 3 159 1 25 0 11 2	12 13 13 12	»	337,290	7,5 6	59584 11288	»	7,3	»
Machine de Shear, 65 pouces.	12,50	9	5 1	136 0 12 0	13 11	4930	285,360	7,5	49981	55 424 060	6,18	201,0
Machine de Cardozo, 90 pouces.	10,97	9	1 1 5 3	3 2 23 1 74 5 74 5	10 10 1/2 16 15	3458	275,680	8	78544	50 385 130	5,97	182,9
Petite machine, 30 pouces.	13,66	9	1 1	6 5 27 4	12 13	780	439,470	7,5	11576	48 916 391	9,54	177,4
Western engine, 36 pouces.	15,89	7,75	1 1 1 1 1 1	32 3 21 1 21 1 21 1 10 3 11 0	8 11 10 9 1/4 8 1/2 6	596	196,640	6 4,5	19275 2109	41 287 966	4,27	149,9
Machine de Powning, 36 pouces.	5,57	8	2 1 1 1	21 0 21 3 11 0 6 3	5 1/2 10 1/4 9 1/2 8 1/4	306	235,770	6	7566	34 930 943	5,12	126,6

de cette marche, la pression de la vapeur dans les chaudières est maintenue entre 2 et 3 atmosphères; la détente commence au plus tard à $\frac{1}{4}$, et au plus tôt à $\frac{1}{4}$ de la course du piston[1].

Le travail indiqué par ce tableau est le résultat de la marche d'un mois; outre les dimensions des machines, il indique : la charge effective sur le piston moteur, le diamètre et la hauteur d'action des pompes, la consommation de houille, l'eau élevée dans un temps donné, enfin l'effet utile des machines rapporté à la quantité de houille consommée. Les machines de Consolidated et United-Mines sont d'ailleurs établies dans les meilleures conditions de construction, elles ont servi de modèles pour celles qui ont été établies sur le continent.

En étudiant les conditions de marche de ces machines, on trouve tous les éléments de construction dont on peut avoir besoin. Ainsi on voit qu'en moyenne la charge effective sur le piston de la machine est généralement au-dessous d'un atmosphère; cette condition permet le développement de l'action de la détente, la course pouvant presque s'achever sous la simple action du condenseur. On a donné généralement aux machines une course plus grande que celle des pompes; l'inégalité des bras du balancier qui résulte de cette disposition facilite encore le départ de la machine et l'usage de la détente. L'effet utile des machines est calculé d'après le volume des pompes, et non d'après le jaugeage direct de l'eau élevée; ce volume est donc un peu au-dessous des chiffres indiqués dans le tableau. Mais ces chiffres représentent à peu près l'effet de la machine, parce que, la plus grande partie des pompes étant foulantes, cet effet n'agit que pendant la descente de la maîtresse tige, de telle sorte que la machine doit toujours enlever à peu près le même poids, que les pompes soient en bon ou en mauvais état. Aussi l'entretien de ces pompes est-il l'objet des plus grands soins.

Les machines dites à *traction directe* sont aujourd'ui préférées aux machines à balancier du premier type Cornwald, et d'un

[1] Ce tableau fait partie de ceux qui se trouvent dans le mémoire de M. Combes sur l'exploitation des mines de Cornwall et du Devon.

emploi beaucoup plus général. Elles se composent d'un cylindre à vapeur, placé directement sur le puits, dans l'axe de la maîtresse tige, à laquelle le piston moteur est directement attelé (planche XXXI).

Le système de distribution de vapeur est exactement le même que celui que nous venons d'indiquer précédemment, et l'appareil est complété par un balancier qui sert à la fois pour transmettre le mouvement à l'encliquetage, à la pompe à air, aux pompes alimentaires, et pour régler l'équilibre des tiges par un contre-poids indiqué à l'autre extrémité. Ce contre-poids est formé de plaques de fonte solidement boulonnées entre elles de manière à ne produire aucune secousse.

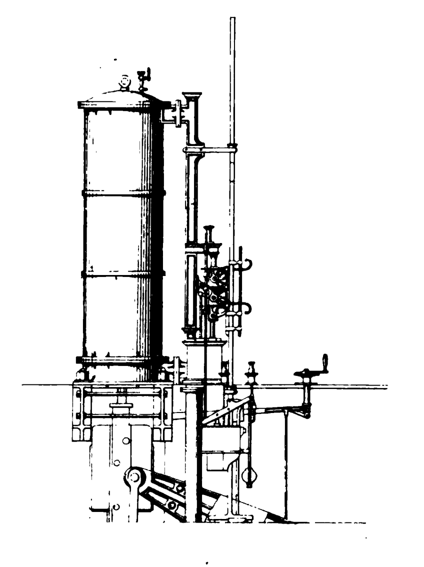
La disposition des machines à traction directe est indiquée dans tous ses détails par la planche XXXI, qui représente une machine d'un mètre de diamètre au piston moteur et de 3 mètres de course, construite par MM. Révollier et Cie, de Saint-Étienne. Cette disposition occupe moins de place et exige des constructions moins dispendieuses que la machine à balancier.

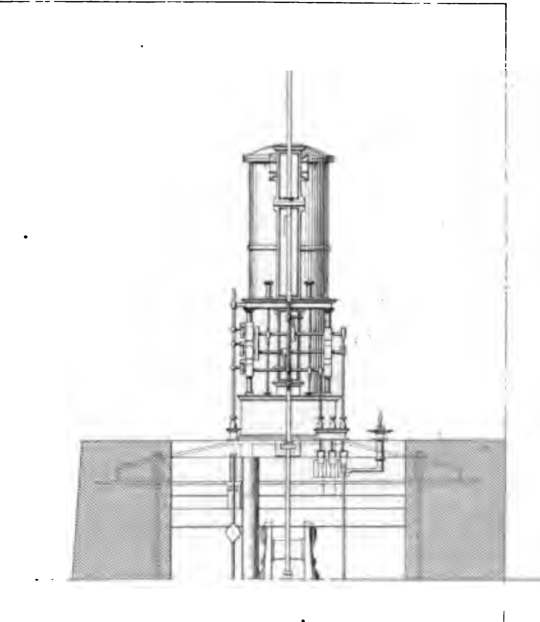
DEVIS D'UN APPAREIL D'ÉPUISEMENT.

Les documents qui précèdent permettent de fixer les dimensions des diverses parties d'un appareil d'épuisement, d'après le débit d'eau qu'il doit fournir.

Quels sont les débits d'eau les plus ordinaires de ces appareils?

Sous ce rapport, on trouvera les conditions les plus variées de même que pour les profondeurs des puits. Un mètre cube par minute est un débit déjà notable, car la nécessité d'une machine spéciale commence à peu près au tiers de cette quantité. Comme les moteurs donnent en moyenne cinq ou six coups de piston par minute avec une course de 3 mètres, la capacité des pompes qui correspond au débit d'un mètre cube par minute est égale à 334 litres, soit 112 litres le mètre courant, soit un dia-





Machine d'épuisement à traction directe

Construite par M.M. Revollier et Cie. à St. Etienne

Pag 446

mètre de $0^m,20$ pour les pistons. Un débit triple, c'est-à-dire de 3 mètres cubes par minute, est encore fréquent et exige des pompes de $0^m,45$ de diamètre. Enfin, dans certains cas, le débit a dépassé 10 mètres cubes et a exigé des pompes d'un mètre de diamètre. Quant à la profondeur, celle de 100 mètres est faible, celle de 200 à 300 mètres est moyenne et celle de 400 à 500 est considérable. On devra toujours chercher, même dans le cas d'une profondeur moyenne, à épuiser les eaux des niveaux où elles affluent, sans les laisser descendre jusqu'au fond de la mine. Pour cela, on les réunit dans des réservoirs latéraux, dans lesquels aspirent les pompes des niveaux correspondants.

Cette précaution doit être prise toutes les fois que cela est possible, notamment pour les eaux d'infiltration que l'on arrête par une galerie circulaire percée autour du puits et que l'on doit épuiser sans leur permettre de descendre aux niveaux inférieurs.

L'organisation d'un appareil d'épuisement exige des engins spéciaux et un travail de montage auquel les mécaniciens et les charpentiers ordinaires ne sont pas toujours préparés. Il sera donc utile d'étudier, par un exemple, les divers éléments dont se composent ces appareils.

Nous prendrons pour exemple un appareil d'épuisement qui a été monté au puits n°2 des houillères de Vicoigne, par l'ingénieur, M. de Bracquemont, qui a bien voulu nous en communiquer tous les détails.

Les pompes établies épuisent les eaux d'une profondeur de 185 mètres. La colonne d'épuisement, par suite des convenances locales et de la nature des terrains traversés, fut composée de trois jeux de pompes; le jeu supérieur foulant, prenant les eaux à 122 mètres du jour; le second jeu foulant, prenant les eaux à 166 mètres et les déversant à 122; le troisième jeu élévatoire, prenant les eaux à 185 mètres et les déversant à 166. On avait donc pour hauteurs successives des relais de pompe, à partir du fond, 18, 45 et 122 mètres.

Pour éviter les moments d'arrêt, on posa deux pompes élévatoires de chaque côté de la maîtresse tige, de sorte qu'il y avait

un jeu de rechange. Les jeux foulants furent montés dans l'axe de la maîtresse tige, la transmission de mouvement ayant lieu de dessus en dessous de chacun d'eux par deux tiges latérales en fer. Le déversement fut établi d'un jeu à l'autre par des bâches en tôle.

Le diamètre des pompes étant de $0^m,26$, on donna le même diamètre intérieur aux tuyaux des jeux foulants; mais, les pressions devant être très-différentes, on fit varier les épaisseurs des tuyaux suivant les efforts qu'ils devaient supporter. A la partie inférieure du grand jeu, on donna aux tuyaux une épaisseur de $0^m,035$; à la partie moyenne 0^m027 et à la partie supérieure $0^m,020$.

Le premier jeu foulant, ayant 122 mètres de hauteur d'action, exigeait des fondations solides. Il fut supporté par un système de sommiers perpendiculaires entre eux, parallèles aux faces de la maîtresse tige et présentant une épaisseur totale de $2^m,60$. Les sommiers inférieurs, au nombre de quatre, ont $4^m,25$ de longueur sur $0^m,40$ d'équarrissage; ils sont encastrés par les deux bouts de $0^m,80$ dans un terrain solide excavé à la pointerolle; ils reposent sur une couche de ciment romain et sont assujettis par une forte maçonnerie. Sur ceux-ci, et perpendiculairement, viennent s'appuyer trois autres sommiers de 2 mètres de longueur sur $0^m,50$ de largeur et $0^m,35$ d'épaisseur, encastrés aussi par une de leurs extrémités de $0^m,70$ dans le terrain et reposant par l'autre sur les sommiers du goyau; c'est sur ces sommiers supérieurs que sont boulonnées les chapelles de la pompe à plongeur.

Le poids de la maîtresse tige et de tout l'attirail adhérent est de 18,044 kilog. Le poids de l'eau à fouler par les plongeurs étant de 9,815 kilog., le poids à équilibrer est de 8,229 kilog. Cet équilibre est obtenu au moyen d'un contre-balancier en bois, chargé par une caisse.

La maîtresse tige, ou cheviron, a $0^m,25$ d'équarrissage; elle porte sur trois points de sa hauteur des patins de repos venant buter sur des piles de planchettes en sapin, supportées par des

sommiers en porte à faux, de manière à faire ressort. Enfin, toutes les précautions précédemment signalées pour guider la maîtresse tige, etc..., ont été prises, et, dans ces conditions, voici le devis des dépenses du système complet des pompes, tiges et tuyaux, y compris les frais de montage.

DEVIS DÉTAILLÉ DES POMPES D'ÉPUISEMENT,
ÉTABLIES A LA FOSSE N° 2 DES MINES DE VICOIGNE.

1er JEU FOULANT. — 122 m.

		POIDS.	PRIX.	SOMMES.
		kilogr.		fr.
MÉTAUX.	31 tuyaux en fonte, longueur 2^{m},00, épaisseur 0^{m},035, diam. int. 0^{m},26.	25540 24	» 30	7662 07
	17 tuyaux en fonte, longueur 2^{m},00, épaisseur 0^{m},027, diam int. 0^{m},26.			
	7 tuyaux en fonte, longueur 2^{m},50, épaisseur 0^{m},20, diam. int. 0^{m},24.			
	22 clammes, longueur 3^{m},15, larg. 0^{m},11, épaiss. 0^{m},025.	2303 30	» 90	2072 97
	22 clammes, longueur 3^{m}, 70, larg. 0^{m},12, épaiss. 0^{m},025.			
	198 boulons pour clammes, longueur 0^{m},305, épaisseur 0^{m},032.	1273 88	» 87	1108 28
	450 boulons pour tuyaux, longueur 0^{m},175, épaiss. 0^{m},032.			
	1 piston cuivre bronze.	527 00	5 »	2635 00
	2 grandes tringles de suspension.	1327 00	» 90	1194 30
	1 gros socle en fonte, ajusté.	1148 50	» 90	1133 65
	1 chapelle de travaillante.	785 50	» 90	705 95
	1 petit socle en fonte ajusté.	886 50	» 90	795 85
	1 calfat en fonte avec bagues en cuivre. . .	360 »	» 90	648 »
	4 tringles servant à relier les deux tringles de suspension avec les chevirons des deux jeux.	509 »	» 90	458 10
	1 fourche.	575 »	» 45	258 75
	1 bâche en tôle.	129 »	1 »	129 »
	2 robinets cuivre bronze pour les chapelles.	19 »	5 »	95 »
	2 — — pour les tuyaux. .	16 14	4 50	72 »
	2 étriers pour les patins de porte beur. . .	48 »	» 69	33 12
	1 tuyau cuivre rouge.	8 25	4 »	33 »
	1 tuyau courbe en fonte.	83 »	» 38	31 54
	4 clammes pour les patins de porte beur. .	44 »	» 69	30 36
	1 robinet cuivre bronze pour la travaillante.	» »	» »	2 »
	2 cadres fer forgé, ajustés pour les chapelles.	2 »	» 90	1 80
	54 rondelles.	» »	» »	46 09
				19146 85

		POIDS. mèt. cub.	PRIX.	SOMMES. fr.
BOIS.	121,47 de cheviron, 0^m,25 d'équarrissage. . .	7 591	100 »	759 10
	5 sommiers en chêne.	4 560	180 »	820 80
	3 — —	1 283	100 »	128 30
	Sommiers de retenue à la tête du goyau. . . .	1 800	100 »	180 »
	Patins de porte beur en chêne.	203	100 »	20 30
	Patins des grandes tringles en chêne.	496	100 »	49 60
	Sommiers de retenue à 100 m. 0^m,30 d'équarrissage.	1 250	100 »	125 »
				2083 10
MAIN-D'ŒUVRE.	Encastrements pour les sommiers.	» »	» »	160 »
	Pose des sommiers, planchages, etc.	» »	» »	102 »
	Maçonnerie autour des sommiers.	» »	» »	184 60
	Entailles pour la pose des socles.	» »	» »	19 »
	Pose des tuyaux.	» »	» »	124 66
	Pose de la chapelle, du piston, etc..	» »	» »	31 52
	Pose des chevirons.	» »	» »	70 22
	Encastrement et pose des sommiers de retenue 100 m.	» »	» »	86 10
	Maçonnerie.	» »	» »	38 »
				816 10

2e JEU FOULANT. — 45 m.

		POIDS.	PRIX.	SOMMES.
MÉTAUX.	3 tuyaux en fonte, longueur 2^m,00, épaiss. 0^m,035. . . . . 7 tuyaux en fonte, longueur 2^m,00, épaiss. 0^m.027. . . . . 7 tuyaux en fonte, longueur 2^m,50, épaiss. 0^m,020.	12471 75	» 30	3741 52
	6 clammes, longueur 3^m,15, larg. 0^m,11, épaiss. 0^m,025 . . . . 6 clammes, longueur 3^m,70, larg. 0^m,12, épaiss. 0^m,025.	830 70	» 90	747 63
	1 piston cuivre bronze.	527 »	5 »	2635 »
	1 gros socle en fonte, ajusté.	1148 50	» 90	1032 65
	1 petit — —	886 50	» 90	797 85
	1 chapelle de travaillante.	785 50	» 90	706 95
	1 calfat de fonte, garni de bagues en cuivre.	360 »	» 90	648 »
	2 cadres fer forgé pour les chapelles. . . .	2 »	» 90	1 80
	1 bâche en tôle.	130 »	1 »	130 »
	72 boulons pour clammes, longueur 0^m,305, épaiss. 0^m,032. . . . . 119 boulons pour les tuyaux, longueur 0^m,175, épaiss. 0^m,032.	533 »	87 »	463 71
	29 rondelles en fer entourées de chanvre. . .	» »	» »	21 13
	2 robinets cuivre bronze pour les chapelles.	19 »	5 »	95 »
	1 tuyau cuivré rouge.	8 25	4 »	33 »
	1 robinet cuivre bronze pour les chapelles.	19 »	5 »	95 »
				11149 24

		POIDS.	PRIX.	SOMMES.
		mèt. cubes.		fr.
BOIS.	45 mèt. de cheviron en chêne, $0^m,22$ d'équarrissage	2 178	100 »	217 80
	Sommiers en chêne à 166 mèt.	4 560	100 »	456 »
	Patins.	» 500	100 »	50 »
				723 80

MAIN-D'ŒUVRE.	Encastrement des sommiers.	» »	» »	181 »
	Pose des sommiers.	» »	» »	73 »
	Maçonnerie.	» »	» »	155 12
	Pose de la travaillante, des chapelles, etc.	» »	» »	40 »
	Pose des tuyaux.	» »	» »	83 74
	Pose des chevirons.	» »	» »	57 »
	Entailles pour les socles, planchages, etc.	» »	» »	31 »
				620 86

3e JEU ÉLÉVATOIRE.

MÉTAUX.	7 tuyaux, longueur $2^m,00$, épaiss. $0^m,027$, diamètre int. $0^m,260$.	2410 52	» 30	723 16
	56 boulons, longueur $0^m,175$, épaiss. $0^m,032$.	141 08	» 87	122 74
	7 rondelles.	» »	» »	7 30
	1 platine du tire-bourre.	25 »	» 50	12 50
	2 seaux en cuivre.	24 »	3 20	76 80
	2 pieds de fer.	107 »	» 45	48 15
	5 frettes de gobelets en fer.	32 »	» 40	12 80
	1 succion en cuivre, longueur $5^m,50$.	74 »	2 »	148 »
	1 — —	35 »	2 »	70 »
	6 tirants.	20 »	69 »	13 80
	2 joints de seaux complets.	146 »	» 50	73 »
				1308 25

		mèt. cubes.		fr.
BOIS.	Sommiers en chêne, $0^m,30$ d'équarrissage.	1 040	100 »	104 »
	19 mètres de tire-bourre en bois blanc.	» 421	60 »	25 26
				129 26

MAIN-D'ŒUVRE.	Encastrement et pose des sommiers du troisième jeu.	» »	» »	42 84
	Pose des tuyaux.	» »	» »	18 24
				61 08

CONTRE-BALANCIER.

		POIDS.	PRIX.	SOMMES.
		mèt. cubes.		fr.
MÉTAUX.	Vieux plomb	864 »	80 »	691 20
	Axe du balancier et deux paliers	1232 »	» 40	492 80
	116 lingots de fonte	40 »	11 »	440 »
	15 étriers servant d'attaches à l'axe, etc.	308 50	» 69	212 86
	1 tige à deux brides, long. $6^{m},00$, ép. $0^{m},080$.	167 »	» 95	158 65
	Vieille fonte	762 »	16 »	121 92
	2 coussinets en cuivre pour l'axe	35 »	3 »	105 »
	2 têtes de tige	114 »	» 69	78 66
	1 fourche	74 »	» 69	51 06
	1 modèle de l'axe	» »	» »	30 »
	2 coussinets pour la tige d'attache au grand tirant	4 »	7 »	28 »
	3 tirants	31 »	» 69	21 39
	16 chevilles en fer	11 50	» 69	7 93
	4 patins	10 »	» 69	6 90
	30 équerres pour la caisse	7 »	» 69	4 83
	1 tirant	5 50	» 69	3 79
	2 tire-fond fer forgé	» »	» »	1 50
				2456 49
		mèt. cubes.		fr.
BOIS.	Chêne pour l'arbre	1 024	100 »	102 40
	Bois blanc pour la caisse	» 724	60 »	43 44
	Chevalet du contre-balancier	5 »	100 »	300 »
	Excavation et maçonnerie de l'emplacement du contre-balancier	» »	» »	209 72
	Main-d'œuvre des charpentiers	» »	» »	76 »
				731 56

DÉPENSES DIVERSES.

Porte à faux, guidonnages, réparations au goyau	» »	» »	232 56
Transport des tuyaux, etc	» »	» »	305 75
Alésage des collets des tuyaux, etc	» »	» »	360 »
Journées des machineurs, moulineurs, etc.	» »	» »	350 48
Surveillance	» »	» »	333 »
Main-d'œuvre des charpentiers	» »	» »	471 31
			2053 10

FOURNITURES DIVERSES.

Bois de chêne pour planchage, réparation du goyau.	5 849	100 »	584 90
Bois blanc — —	15 158	60 »	909 48
Hêtre — —	1 102	» »	106 97
Sapin pour planchettes	» 654	» »	27 04
	A reporter		1628 39

	POIDS.	PRIX.	SOMMES.
	mèt. cubes.		fr.
	Report.		1628 39
Clous.	18 500	» »	119 02
12 kil. pour piston et secret (cuir).	» »	» »	46 25
Charbons de bois.	» »	» »	25 »
Acide muriatique.	» »	» »	4 »
Zinc pour chlorure.	» »	» »	3 »
Glue marine solide.	62 »	» »	93 »
— liquide	10 »	» »	7 »
Filasse goudronnée.	21 »	1 10	24 90
Plomb pour rondelles.	67 »	» »	56 84
Tôle pour rondelles.	26 »	» 55	14 30
Crampons d'échelles.	2 50	» 50	1 25
8 clés à vis.	50 50	» »	34 61
Chaux.	112 »	» »	111 35
Briques.	9200 »	11 50	105 80
Sable.	56 hect.	» 17	9 52
			2284 23
	Total général. . . .		43563 90

MACHINES A COLONNE D'EAU.

Toutes les fois qu'on a la faculté de faire entrer dans une mine des eaux dont le niveau est supérieur à celui d'une galerie d'écoulement, on peut ainsi créer une force motrice pour épuiser les eaux des niveaux inférieurs à la galerie. Le moteur employé pourra être une roue hydraulique à laquelle on attachera des pompes, ainsi qu'il est indiqué par la disposition (planche XXVI) si fréquemment employée dans les mines de l'Allemagne. Mais, lorsqu'il s'agit spécialement d'épuisement, la *machine à colonne d'eau* a sur tout autre moyen hydraulique une supériorité qu'on peut assimiler à la supériorité des machines du Cornwall sur les machines à vapeur ordinaires.

Les machines à colonne d'eau paraissent originaires de Bohême ou de Hongrie; c'est, du moins, dans les mines de ces deux contrées qu'elles ont d'abord atteint un mode de construc-

tion normal et pratique. On doit à M. Reichenbach, qui en a fait construire un grand nombre pour le service des salines de la Bavière, et à M. Junker, qui les a importées en France en créant le système d'épuisement d'Huelgoat, les perfectionnements qui ont élevé cette machine au premier rang parmi les applications de la mécanique.

Prenons pour type de description la machine dans sa plus grande perfection, celle d'Huelgoat. Cette machine est à simple effet ; le principe sur lequel repose son fonctionnement est, en quelque sorte, le même que celui des machines du Cornwall ; mais la transmission de la pression par l'eau a conduit à des détails de construction bien différents.

Pour qu'il y ait lieu d'établir une machine à colonne d'eau, il faut d'abord qu'on puisse rassembler des eaux dans une colonne de tuyaux d'une certaine hauteur, et leur donner une issue après avoir mis à profit la pression à laquelle cette eau est soumise à la base de la colonne. Comme dans la machine à vapeur, le mode d'application consiste à diriger cette force sur un piston qui enlève la charge, puis, supprimant la communication lorsque le cylindre est plein, à donner un écoulement aux eaux qui ont ainsi travaillé, en laissant tomber l'attirail des tiges par son excédant de poids.

Dans les machines établies à Huelgoat (planche XXXII et XXXIII), le cylindre moteur, placé le couvercle en bas, reste ouvert par le haut ; il porte à sa partie inférieure une tubulure qui est successivement mise en communication, au moyen d'un tuyau vertical, avec deux tuyaux, l'un conduisant à la base de la colonne d'eau, l'autre à la galerie d'écoulement, tous deux jouant, par conséquent, le rôle de tuyaux d'arrivée et de sortie des eaux motrices. Il suffira évidemment, pour déterminer le jeu de la machine, de faire communiquer la tubulure du cylindre avec le tuyau d'arrivée ; puis, le piston ayant été enlevé jusqu'en haut de sa course, de fermer cet orifice et de mettre le cylindre en communication avec le tuyau de sortie, de telle sorte que les eaux soient chassées par le poids

un jeu de rechange. Les jeux foulants furent montés dans l'axe de la maîtresse tige, la transmission de mouvement ayant lieu de dessus en dessous de chacun d'eux par deux tiges latérales en fer. Le déversement fut établi d'un jeu à l'autre par des bâches en tôle.

Le diamètre des pompes étant de $0^m,26$, on donna le même diamètre intérieur aux tuyaux des jeux foulants; mais, les pressions devant être très-différentes, on fit varier les épaisseurs des tuyaux suivant les efforts qu'ils devaient supporter. A la partie inférieure du grand jeu, on donna aux tuyaux une épaisseur de $0^m,035$; à la partie moyenne 0^m027 et à la partie supérieure $0^m,020$.

Le premier jeu foulant, ayant 122 mètres de hauteur d'action, exigeait des fondations solides. Il fut supporté par un système de sommiers perpendiculaires entre eux, parallèles aux faces de la maîtresse tige et présentant une épaisseur totale de $2^m,60$. Les sommiers inférieurs, au nombre de quatre, ont $4^m,25$ de longueur sur $0^m,40$ d'équarrissage; ils sont encastrés par les deux bouts de $0^m,80$ dans un terrain solide excavé à la pointerolle; ils reposent sur une couche de ciment romain et sont assujettis par une forte maçonnerie. Sur ceux-ci, et perpendiculairement, viennent s'appuyer trois autres sommiers de 2 mètres de longueur sur $0^m,50$ de largeur et $0^m,35$ d'épaisseur, encastrés aussi par une de leurs extrémités de $0^m,70$ dans le terrain et reposant par l'autre sur les sommiers du goyau; c'est sur ces sommiers supérieurs que sont boulonnées les chapelles de la pompe à plongeur.

Le poids de la maîtresse tige et de tout l'attirail adhérent est de 18,044 kilog. Le poids de l'eau à fouler par les plongeurs étant de 9,815 kilog., le poids à équilibrer est de 8,229 kilog. Cet équilibre est obtenu au moyen d'un contre-balancier en bois, chargé par une caisse.

La maîtresse tige, ou cheviron, a $0^m,25$ d'équarrissage ; elle porte sur trois points de sa hauteur des patins de repos venant buter sur des piles de planchettes en sapin, supportées par des

du piston et des tiges, poids qui détermine l'oscillation descendante.

Le fluide moteur étant l'eau, il a fallu établir ce jeu par des orifices très-larges, qui eussent, par exemple, un diamètre égal à la moitié de celui du cylindre, sans cependant absorber une portion notable de la force de la machine ; ce problème a été résolu par la disposition représentée dans la planche XXXII. Si, devant la tubulure d'entrée de l'eau motrice, on place, dans un tube vertical, deux pistons, p, p', réunis par une tige et fermant à la fois l'issue en dessous et en dessus de l'entrée, ce double piston pourra se trouver dans trois conditions d'équilibre.

Si les deux pistons sont égaux, il y aura à peu près équilibre, et le poids de l'appareil tendra seul à le faire descendre. Si les pistons ont des diamètres inégaux, la pression entraînera l'appareil dans le sens du piston le plus grand. Ainsi, si p' est plus grand que p, le piston régulateur montera, et l'orifice d'écoulement d'eau sera mis à découvert ; si, au contraire, p est plus grand que p', l'appareil descendra et l'eau entrera dans le cylindre moteur. La question de mouvement de tout le système est donc ramenée à faire successivement p' plus grand que p, et p plus grand que p', et cela dans les proportions convenables pour que le mouvement soit doux sans être trop lent.

Pour établir ce jeu, on a d'abord construit p' plus grand que p, et on l'a surmonté d'un manchon p'', sortant au dehors de l'appareil, et de dimension telle, qu'on eût p'' plus petit que p. Si donc on suppose que l'espace annulaire qui établit ces deux conditions entre les pistons supérieur et inférieur à l'entrée de l'eau soit successivement isolé de la colonne d'eau motrice et mis en communication avec elle, le mouvement aura lieu. Par conséquent, on ramène le mouvement de la machine à la manœuvre d'un robinet à trois eaux, qui serait disposé devant le petit conduit aboutissant à l'espace annulaire, et mettrait cet espace en communication tantôt avec l'eau de la colonne motrice, tantôt avec le tuyau d'émission. Ce robinet pourrait être

manœuvré par une tringle à taquets placée sur le piston moteur *P*. On l'a substitué à ce robinet deux petits pistons, *b* et *c*, entre lesquels se trouve l'orifice du tuyau qui amène l'eau motrice; le piston inférieur, étant disposé de telle sorte qu'il peut, par une course de 15 à 16 centimètres, mettre l'espace annulaire *z*, en relation tantôt avec la colonne de pression, tantôt avec la colonne d'émission. Le piston *b* est surmonté d'un piston plein *a*, passant dans une boîte à cuir, qui laisse une petite zone annulaire en communication constante avec la colonne d'eau motrice au moyen d'un petit tuyau soudé [1]. L'ensemble des trois petits pistons ainsi équilibrés est très-facile à mouvoir; leur course est déterminée par le système de leviers indiqué, et par la tige à taquets mobiles fixée sur le piston moteur.

On voit que, par cette série d'artifices mécaniques, le mouvement du piston moteur est d'abord ramené au mouvement des trois pistons régulateurs *p*, *p'*, *p''*, lequel mouvement est déterminé par l'injection et l'émission successives d'une petite quantité d'eau motrice dans l'espace annulaire *z*; cette injection est elle-même produite par le mouvement des trois petits pistons équilibrés, *a*, *b*, *c*, mouvement qui n'exige qu'une très-faible quantité de force empruntée au piston moteur.

Les robinets *r*, *r'*, permettent de régler le temps de l'injection et de l'émission dans l'espace annulaire de manière à régler la vitesse de la machine. On peut évidemment accélérer une des oscillations et diminuer l'autre, et rendre égaux ou inégaux les mouvements d'ascension et de descente du piston moteur, suivant que cela est plus ou moins avantageux pour le service des pompes. Les taquets sont mobiles de manière à permettre en outre de faire varier la course. Enfin le robinet *r''* sert à arrêter la machine ou à la mettre en train.

[1] Cette force additionnelle est destinée à contre-balancer la pression exercée de bas en haut au-dessous du piston *c*, pression qui résulte de ce que tout l'appareil moteur d'Huelgoat a été placé à 14 mètres en contre-bas de la galerie d'écoulement, à cause de l'équilibre général.

La pièce la plus importante, et dont l'exécution est assez difficile dans une pareille machine, est le système des trois pistons régulateurs. Ces trois pistons et les cylindres qui les reçoivent doivent être exactement dans le même axe, afin d'éviter les déperditions de force par suite du gauche que ne manquerait pas de donner la moindre excentricité. Pour éviter le point mort, le piston inférieur qui bouche la tubulure du cylindre moteur n'a de partie cylindrique pleine que celle qui est nécessaire pour le recouvrement exact de cette tubulure. Le surplus du piston est cannelé, et les cannelures sont angulaires, ainsi que l'indique la coupe, de sorte que, l'introduction de l'eau ayant lieu par ces cannelures avant de se faire par toute la section de l'orifice, la puissance motrice n'agit jamais d'une manière brusque sur les pistons.

Quant à l'ensemble de l'appareil, les principaux détails de sa construction sont suffisamment indiqués par les planches ci-dessus. La colonne de pression est C C C; la colonne d'émission D D D. Cette dernière est placée en contre-bas de la galerie d'écoulement, parce que, l'appareil des tiges étant plus lourd que la colonne d'eau élevée par les pompes dans le tuyau E E, on a évité par cette disposition tout contre-poids supplémentaire.

Deux cylindres moteurs ont été ainsi disposés l'un à côté de l'autre. Leur diamètre est de $1^{m},05$, leur course maximum de $2^{m},30$. La capacité du cylindre détermine la consommation d'eau motrice; elle est de $1^{m.c.b.},880$. Quant à la consommation faite dans l'espace annulaire, elle n'est que de $0^{m.c.b.},033$. Le nombre des oscillations est de 5 par minute, ce qui exige une vitesse d'environ 2 mètres par seconde pour l'eau motrice dans la colonne de pression, qui a $0^{m},38$ de diamètre.

Il est évident que les machines à colonne d'eau peuvent être disposées pour une action à double effet. Les calculs qui peuvent servir à déterminer les diamètres des pistons régulateurs et des

tuyaux sont d'ailleurs encore plus simples dans ces machines que dans les machines à vapeur.

L'emploi des machines à colonne d'eau ne se borne pas à l'épuisement des eaux des mines; on peut les employer pour l'extraction, l'aérage, etc.

L'application des machines à colonne d'eau aux salines situées au sud de la Bavière, à Reichenhall et Berchtesgaden, est une des plus hautes conceptions de l'art de l'ingénieur.

Ces salines fournissent des eaux chargées de sel qui ne peuvent être concentrées dans le pays où le combustible manque: M. de Reichenbach a conçu et exécuté le projet d'envoyer ces eaux à travers une contrée montagneuse, sur quatre points avantageusement situés, entre la Salza et l'Inn, pour la fabrication et les débouchés. A cet effet, il a dû élever les eaux salées à 1035 mètres de hauteur, en quatorze reprises; cette ascension est effectuée par neuf machines à colonne d'eau et cinq roues à augets. La plus puissante des machines à colonne d'eau, celle d'Illsang, est mue par une chute d'eau de 100 mètres de hauteur, et élève d'un seul jet les eaux salées à 355 mètres. Les eaux salées parcourent environ 110 000 mètres de tuyaux et conduits pour arriver aux usines évaporatoires.

CHAPITRE VIII

PRÉPARATION MÉCANIQUE DES MINERAIS.

Toutes les substances minérales exploitées ne sont pas livrables au commerce aussitôt après leur extraction; si la houille, le sel gemme, les roches, n'ont besoin de subir que des préparations de triage et de classement, il n'en est pas de même de la plupart des substances métallifères, qui, presque toutes, exigent une préparation mécanique avant d'être considérées comme minerais bons à fondre.

On se ferait une bien fausse idée des minerais qui sont l'objet des exploitations, si on ne les étudiait que dans les collections minéralogiques, où l'on ne rassemble que des échantillons exceptionnels par leur richesse et la netteté de leurs caractères. Dans les minerais pratiques, les caractères de la substance recherchée sont généralement masqués par la prédominance des gangues; l'ingénieur qui les étudie doit donc ajouter à la connaissance des minéraux isolés celle des distinctions de facies et de densité qui révèlent, dans les roches, la présence des principes métallifères. Il doit surtout, lorsqu'il organise des triages et des préparations mécaniques, s'habituer à reconnaître à l'œil la teneur des minerais et communiquer cette habitude aux ouvriers.

Nous avons déjà dit qu'un minerai n'était considéré comme tel que lorsqu'il contenait une proportion de métaux d'une valeur égale aux dépenses de l'exploitation et du traitement; c'est pour cela que les teneurs obligées des minerais en roche

devront être plus fortes que celles des minerais d'alluvion. La valeur des métaux fabriqués est encore un élément de variation pour les titres des minerais. Ainsi, par exemple, dans le siècle dernier, le prix des plombs était tel, qu'un très-grand nombre de filons de galène argentifère étaient exploités en France avec profit, tandis que la baisse provoquée depuis par l'extension de la production anglaise et espagnole et la hausse de la main-d'œuvre ont fait abandonner la plupart de ces gîtes; les Romains ont exploité en Italie des minerais de cuivre dont le titre ne devait pas être la moitié de celui qui est aujourd'hui nécessaire. Cherchons donc à préciser quelles sont, sous ce rapport, les conditions actuelles des exploitations.

Parmi les métaux usuels, celui qui est le plus répandu dans toutes les roches est sans contredit le FER; c'est aussi celui qui a pu être exploité et fabriqué au plus bas prix. Dans ces conditions de substance commune et à bon marché, les minerais de fer doivent avoir relativement un titre plus élevé que les minerais de tout autre métal; aussi les roches ferrifères ne peuvent-elles recevoir la dénomination de minerais qu'à la teneur de 20 à 25 pour 100 de fer. Beaucoup de roches d'origine ignée ou sédimentaire, telles que les basaltes, les grès ferrugineux, contiennent 10 et 12 pour 100 de fer et ne sont pas des minerais. On a cependant donné quelquefois cette dénomination à des roches marneuses qui ne contiennent que 10 pour 100 d'hydroxyde en grains, mais ces hydroxydes sont faciles à extraire par un simple lavage des marnes qui les renferment; toutefois la dénomination de minerai ne doit être appliquée qu'aux roches lavées et débourbées qui contiennent de 25 à 35 pour 100 de fer.

Le PLOMB est, après le fer, le métal le plus répandu et celui dont les minerais doivent atteindre le titre le plus élevé. La seule combinaison plombifère qui entre d'une manière notable dans la production est la galène ou sulfure de plomb; en y joignant un peu de carbonate, on obtient la production totale. Toutes les galènes sont plus ou moins argentifères; pour qu'elles le

soient d'une manière profitable, il faut que le titre de la galène dépasse $\frac{1}{2000}$. Lorsque les filons de galène sont d'un abatage facile, la teneur de $\frac{1}{20}$ de galène disséminée dans les gangues suffit à l'exploitation; ainsi, dans une galerie d'un mètre de large, un filon bien continu de galène argentifère au titre de $\frac{1}{1000}$ n'ayant que 0,05 de puissance, serait exploitable; mais un titre plus élevé, par exemple, est nécessaire dans les roches résistantes. Il est vrai que, dans ce cas, les galènes sont ordinairement plus grenues et plus argentifères; il faudra donc établir ainsi la comparaison :

Par mètre cube :

Frais d'exploitation. . . .	15 fr.	Schlicks obtenus.	200 kil
Frais de préparation mécanique.	10		

Par quintal de schlick :

Frais de transport et de traitement de 100 kil. de schlick.	15 fr.	Recette. 60 kil. de plomb et litharge. 0,10 d'argent.

En sorte que (non compris les frais généraux) les dépenses seraient, dans cette hypothèse, de 27 fr. 50 par quintal de schlick obtenu, et les recettes d'environ 45 francs.

Les gîtes de galène sont représentés dans presque tous les districts métallifères ; mais les gîtes en amas et stocwerks, situés dans des roches moins dures et en même temps plus riches, semblent devoir prendre une grande supériorité sur les gîtes en filons réguliers.

Le ZINC est un métal très-commun à l'état de sulfure, mais la plus grande partie de ce métal est produite par la calamine. On donne le nom de calamine à des mélanges de zinc oxydé, carbonaté et silicaté qui ont généralement pour gangues des oxydes de fer. Ces oxydes dominent quelquefois les caractères naturellement lithoïdes des calamines, de sorte qu'il faut une certaine habitude pour reconnaître et apprécier les diverses qualités de ces minerais.

C'est en Silésie et dans la province de Liége, en Belgique, que se trouvent les principaux gîtes de calamine exploités. Depuis quelques années, les usines métallurgiques de la Belgique ont trouvé un nouvel appui dans les riches calamines découvertes aux environs de Santander, en Espagne. Presque toutes les calamines de Santander sont exportées, et le prix moyen est actuellement de 120 fr. par tonne de 1000 kilog. rendue à Anvers et garantie au titre de 45 pour 100 de zinc.

Les minerais de CUIVRE sont assez rares; après les gîtes du Cornwall, des monts Ourals, du lac Supérieur, de l'île de Cuba et du Chili, on ne peut guère citer que quelques exploitations dispersées dans les districts métallifères de la Suède, du pays de Mansfeld, de la Hongrie et de la Toscane. Les minerais ordinaires, qui consistent en cuivre pyriteux, ont été abandonnés au titre de $\frac{1}{50}$ à Saint-Bel; en Suède, ils sont encore exploités à ce chiffre. Dans les filons du Cornwall, la teneur minimum des gangues quartzeuzes, celle à laquelle on renonce à l'abatage, est $\frac{1}{100}$. Dans les gangues plus faciles, et surtout avec des minerais plus traitables, tels que les carbonates et les oxydes, on pourrait certainement suivre des minerais plus pauvres, quoique dans les mines du Chili et de Cuba, etc., pays où l'industrie présente peu de ressources en main-d'œuvre et en combustibles, ces mêmes minerais ne soient poursuivis qu'à des titres beaucoup plus élevés.

Les minerais de la Toscane, de Coquimbo au Chili et de l'île de Cuba sont transportés, en grande partie, à Swansea, dans le pays de Galles, où ils subissent le traitement métallurgique. Ce commerce de minerais peut fournir une base certaine pour l'appréciation de leur valeur. Ainsi supposons que l'analyse ait indiqué dans un lot de minerai une teneur en cuivre de 9 pour 100; si le prix du quintal de cuivre est 250 fr., le quintal de minerai, pour 9 kilog. de cuivre, renfermera une valeur de fr. 22,50. Les frais de traitement dans le pays de Galles étant d'environ 7 fr. par quintal, il restera 15 fr. pour compenser les frais d'exploitation et de transport.

que le cuivre ou l'étain : les gîtes de ce minerai sont très-rares, et il est assez difficile de préciser la limite inférieure de leur titre. Les mines d'Almaden fournissaient presque exclusivement le mercure au monde entier avant la découverte des mines similaires de la Californie ; le minerai sortant de ces mines pour être traité ne contient pas moins de $\frac{1}{12}$ de mercure. On exploite à Idria en Carniole, et près de Seravezza en Italie, des schistes qui ne donnent après le triage que $\frac{1}{50}$ à $\frac{1}{100}$ de mercure ; le traitement est si simple et le produit si recherché, que ce bas titre est encore suffisant pour compenser les frais d'exploitations dans des roches qui sont rarement résistantes.

Le cinabre imprègne les roches dans lesquelles on le trouve d'une manière si intime, que la préparation mécanique des minerais est très-difficile. A Idria on perd 35 pour 100 de mercure par la préparation mécanique. Il faut donc, autant que possible, ne chercher à enrichir le minerai que par le triage.

Les minerais d'ARGENT sont le plus souvent des minerais complexes traités pour plusieurs métaux : tels sont du moins ceux que fournissent les mines de l'Europe ; pour apprécier d'une manière convenable le titre nécessaire des minerais d'argent, il faut étudier les conditions des exploitations américaines. L'argent s'y trouve dans des filons puissants, à l'état natif et à l'état de sulfure, pur ou mélangé d'autres sulfures, quelquefois à l'état de chlorure ; il a pour gangues la chaux carbonatée, le quartz et la pyrite de fer. Cette pyrite, qui est souvent décomposée, a donné lieu à des hydroxydes qui contiennent les minerais argentifères et en masquent complétement la richesse. Tels sont les minerais en pacos et colorados dont nous avons décrit le gisement dans le Pérou, le Chili et le Mexique.

Les mines de l'Amérique ne sont productives qu'en raison de la grande abondance des minerais. Les masses d'argent natif et sulfuré que l'on a quelquefois citées ne sont que des exceptions, et la richesse ordinaire des minerais est comprise entre $\frac{1}{2000}$ et $\frac{1}{400}$. Cet argent contient presque toujours un peu d'or.

Les célèbres gîtes de la montagne de Potosi en Bolivie ne donnent plus que du minerai à $\frac{2}{5000}$, et c'est à peine s'ils fournissent encore des extractions de quelque importance.

Enfin on exploite à Bockstein dans le Salzbourg, et à Zell en Tyrol, des mines d'argent aurifère qui contiennent $\frac{8}{200000}$ d'argent et $\frac{1}{100000}$ d'or ; c'est-à-dire qu'un mètre cube de minerai contient une valeur d'environ 37 fr. pour l'un et l'autre métal. Il est probable qu'une pareille exploitation ne pourrait se soutenir aujourd'hui dans toute autre localité.

L'or ne se trouve qu'à l'état natif ; la valeur que peuvent avoir les minerais dépend donc uniquement de la proportion et de la nature des gangues. On peut répartir en quatre classes les divers minerais exploités au Brésil, en Australie et en Californie.

1° L'or disséminé dans les gangues généralement quartzeuses, dont il doit être extrait par abatage, bocardage et lavage ; 2° l'or disséminé dans des pyrites de fer où il est absolument imperceptible et d'où il ne peut être extrait que par l'amalgamation ; 3° l'or disséminé dans des hydroxydes de fer provenant de la décomposition de ces mêmes pyrites ; 4° enfin l'or disséminé en paillettes et pépites, dans les alluvions.

Ce dernier gisement est celui qui fournit presque tout l'or consommé ; nous avons signalé sa limite inférieure au titre de deux grammes d'or par tonne de sable, c'est-à-dire à $\frac{1}{300000}$, la moyenne des sables lavés en Russie contenant $\frac{1}{200000}$; quant aux gisements directs, situés dans les roches quartzeuses et les pyrites ou oxydes de fer qui ont fourni l'or aux alluvions, les conditions en sont plus difficiles à apprécier.

Dans la première classe, celle où les roches quartzeuses doivent être abattues pour l'extraction directe de l'or, se placent les mines de Beresow en Sibérie, de Taquary et Gongo-Socco au Brésil et de la Californie. Ces mines n'ont généralement qu'une existence précaire par suite de l'incertitude de leurs produits ; à une journée qui enrichit subitement l'exploitation succèdent souvent des mois entiers de travaux improductifs. Si

l'on calcule ce que doit rendre en schlick d'or un mètre cube de quartz abattu, bocardé et lavé, pour constituer une opération en bénéfice, on trouve que la proportion de $\frac{1}{10000}$ est un minimum.

PRÉPARATION MÉCANIQUE DES MINERAIS.

La plupart des minerais n'étant pas assez riches pour être livrés soit au commerce, soit au traitement métallurgique, le mineur doit, après les avoir extraits, les enrichir jusqu'au degré convenable. Ce travail supplémentaire constitue ce que l'on appelle la préparation mécanique, parce qu'on est obligé d'employer des appareils spéciaux.

Les minerais extraits et versés à la surface sont immédiatement soumis à des triages et à des cassages. Tout ce qui est en gros fragments est réduit en morceaux ayant au plus la grosseur du poing, par des casseurs armés de masses pesant de 2 à 4 kilog. Ces fragments sont ensuite livrés à des enfants et des femmes qui les brisent en morceaux de la grosseur d'une noix et les séparent en trois classes : 1° la *gangue*, qui est rejetée ; 2° le *minerai pauvre*, qui doit être enrichi par la préparation mécanique : 3° le *minerai riche*, qui peut être immédiatement expédié aux fonderies.

Tout ce qui sort en petits fragments, boues ou poussières, et constitue ce que l'on appelle le *menu de la mine*, est d'abord débourbé, puis soumis à un triage qui en extrait les fragments les plus gros et les plus riches. Le résidu est ensuite porté aux ateliers de préparation ; il est le plus souvent d'un titre plus élevé que le minerai en morceau. Les parties métalliques sont en effet généralement plus aigres et plus cassantes que les gangues, elles tendent par conséquent plus qu'elles à se réduire en petits fragments et en poussières.

La masse principale du minerai fourni par une exploitation est toujours du minerai pauvre. Ce sont des gangues dans les-

quelles les parties métallifères sont plus ou moins distinctes et disséminées en grains cristallins, en particules, en petites veines ou nœuds. Pour dégager ces parties métallifères disséminées il faut : 1° briser le minerai et le réduire en sable dont la grosseur sera, autant que possible, proportionnée à celle des particules métallifères qu'il s'agit de dégager; 2° classer les résultats du broyage en grains de grosseur à peu près égale; 3° procéder à la séparation des grains métallifères et des grains de gangues, en mettant à profit, par divers procédés de lavage, les différences de pesanteurs spécifiques qui existent entre les gangues et les minerais.

Les appareils appliqués à la préparation mécanique des minerais peuvent en conséquence être divisés en trois classes : 1° ceux qui sont employés pour briser et broyer le minerai; 2° ceux qui servent à la classification des grains; 3° les appareils de lavage qui opèrent la séparation des gangues.

Nous examinerons successivement ces trois classes d'appareils.

APPAREILS DE BROYAGE.

Plusieurs appareils sont employés suivant la dureté du minerai et le degré de ténuité auquel on veut le réduire. Les principaux sont : 1° les *bocards;* 2° les *cylindres broyeurs;* 3° les *meules* verticales ou horizontales.

Bocards. — Les bocards consistent en une série de *flèches* formées chacune d'une pièce de bois verticale armée d'un sabot en fonte. Ces flèches, rangées en lignes, sont successivement soulevées par les *cames* d'un arbre moteur et retombent ensuite sur le minerai soumis à leur action. Un bocard se compose en général d'une série de trois ou quatre *batteries*, formées elles-mêmes par la réunion de trois ou quatre flèches.

Les figures 178 et 179 représentent une batterie de quatre flèches.

Les éléments variables dans un bocard sont : le ***nombre*** et le ***poids*** des ***flèches***, leur ***levée*** et le ***nombre*** de ces levées.

En Cornwall, les flèches sont formées de madriers ayant

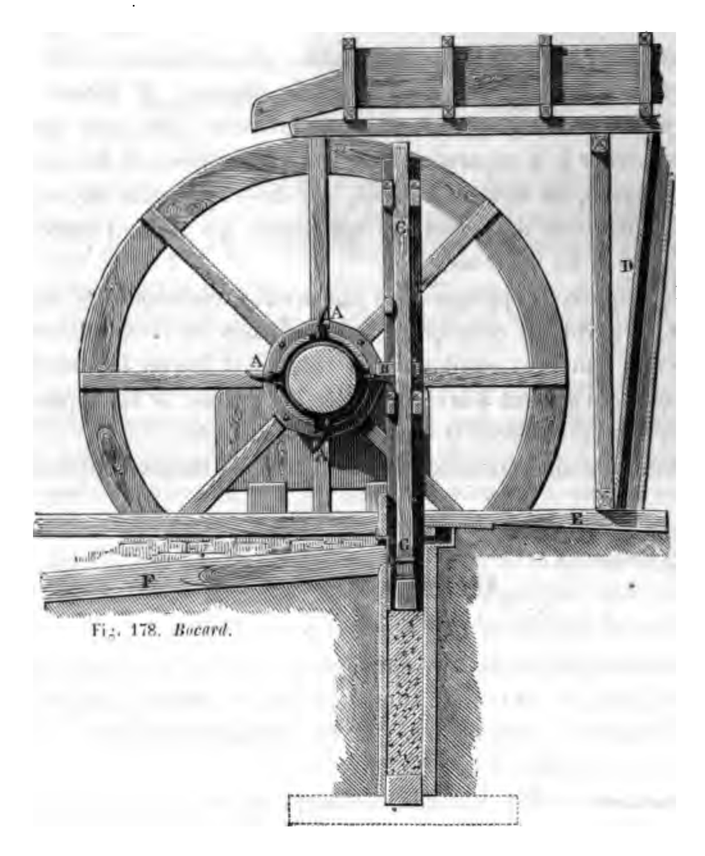


Fig. 178. *Bocard.*

$0^m,15$ de largeur sur $0^m,12$ d'épaisseur; avec leur sabot en fonte, elles pèsent de 140 à 160 kilog. Le sabot a, par exemple, $0^m,40$ de hauteur, $0^m,18$ dans le sens de la largeur du bocard, et $0^m,25$ dans le sens de sa longueur ; il est évidé de manière à recevoir la flèche, qui s'y trouve serrée par des coins. Les flèches sont groupées par batteries de trois, et à Charlestown United-Mines douze batteries de trois flèches

sont mises en mouvement par une machine de 40 chevaux. L'arbre moteur fait 10 tours par minute, et, comme il est pourvu de 5 cames devant chaque flèche, le nombre des levées est de 50 par minute; la hauteur de ces levées est de $0^m,20$ à $0^m,25$.

Fig. 179. *Élévation d'une batterie.*

En Cornwall, où les minerais sont durs et en grande masse, et où les moteurs sont le plus souvent des machines à vapeur, les bocards ont été construits sur de larges proportions, de manière à produire le plus grand effet utile; en Allemagne, où les moteurs sont exclusivement des cours d'eau, et où les minerais sont souvent moins durs et moins abondants, on emploie des bocards dont les flèches ne pèsent que de 50 à 80 kilog. : le nombre de leurs coups est ordinairement réduit à 30 par minute.

On bocarde en faisant entrer dans la caisse où agissent les pilons un courant d'eau qui entraîne les particules ou grains de minerais aussitôt qu'ils ont été réduits à une ténuité telle, que cette action puisse les enlever. C'est ce qu'on appelle le *bocard à auge*. L'aire sur laquelle frappent les pilons d'une même batterie est inclinée de telle sorte, que le minerai, entrant par une extrémité avec l'eau, passe successivement sous les trois ou quatre pilons qui composent la batterie.

Dans le *bocard à grille*, la face antérieure opposée à celle de l'entrée de l'eau et du minerai est fermée par une grille à barres verticales ou croisées; aussitôt que le minerai est réduit en fragments assez fins pour passer entre les intervalles de cette grille, il est entraîné par le courant d'eau. Enfin on peut aussi bocarder à sec sur de fortes grilles placées horizontalement au-dessous des pilons; le minerai brisé est chassé à travers les intervalles des barreaux. Dans ce dernier cas, de simples

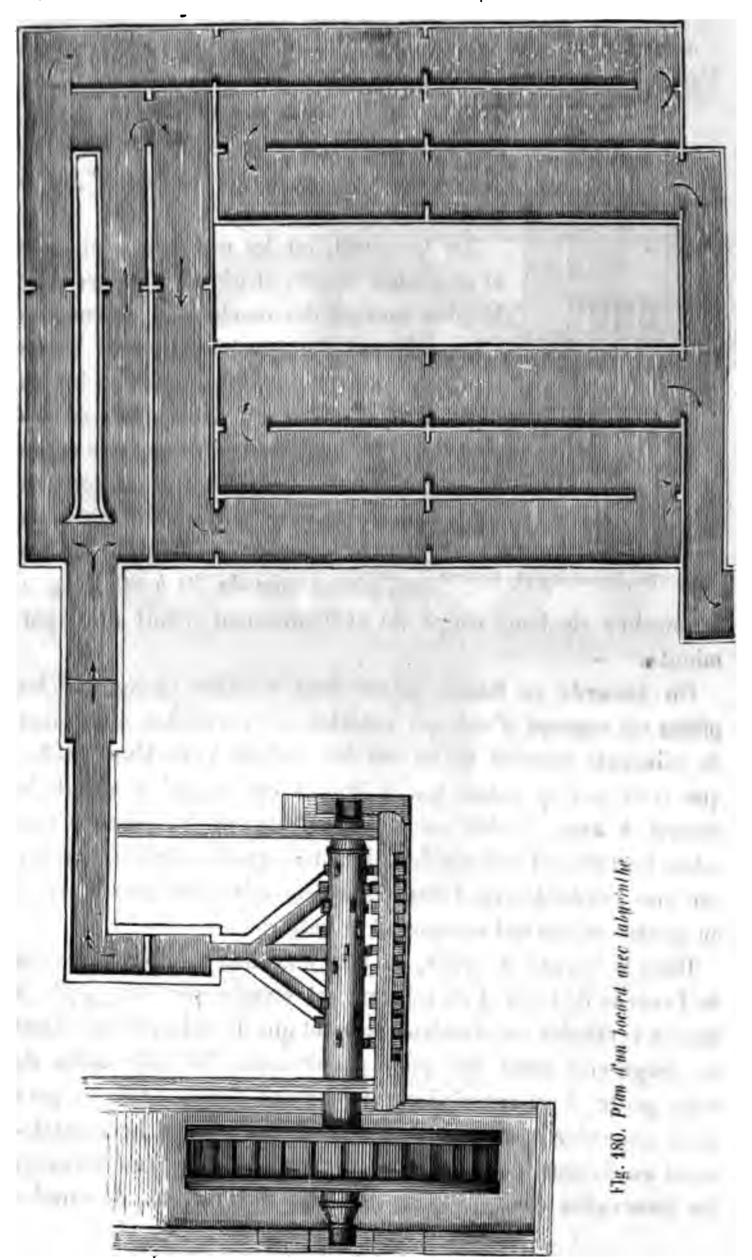


Fig. 180. Plan d'un bocard avec labyrinthe

tamisages permettent de séparer le minerai en sables fins, moyens et gros.

L'opération du bocardage doit avoir pour but, non-seulement l'écrasement du minerai et sa réduction en poudre d'une ténuité proportionnée à la plus ou moins grande finesse des particules de minerai disséminées dans les gangues, mais elle doit encore être dirigée de telle sorte, que le minerai pulvérulent soit immédiatement classé suivant la grosseur des grains. Cette classification en *gros sables*, *sables moyens* et *sables fins*, est indispensable pour la séparation des gangues et l'isolement du minerai.

Bien que cette opération puisse toujours se faire par des tamisages à sec, il est plus avantageux, lorsqu'on bocarde dans l'eau, de se servir de l'eau qui sort du bocard pour obtenir une première classification des sables; il suffit pour cela d'ajouter au bocard un labyrinthe (fig. 180) composé d'une série de canaux d'écoulement dans lesquels les grains se déposent et où commence déjà un premier enrichissement du minerai. Les matières sortant du bocard sont d'abord reçues dans un premier compartiment creusé d'environ 1 mètre et barré à son extrémité par des planches de $0^m,60$ de hauteur; c'est dans ce premier compartiment, le moins large de tous, que restent les gros sables. Les sables moyens continuent leur course dans le labyrinthe composé de conduits ayant de $0^m,30$ à $0^m,50$ de profondeur jusqu'à un autre barrage qui ne laisse passer que les sables fins ou schlamms dans des conduits à large section.

Cylindres broyeurs. — On a souvent reproché aux bocards de produire trop de sables fins et d'écraser, par la brutalité de leur choc, les parties métallifères, qui, dès lors, tendent à passer dans les schlamms. Les cylindres broyeurs ont principalement pour but de remédier à cet inconvénient, en substituant le broyage par compression au broyage par choc; mais ils ne doivent être appliqués qu'aux gangues les moins dures, telles que la baryte sulfatée, le spath-fluor, la chaux carbonatée, les gangues argileuses et ferrugineuses. Les bocards doivent

toujours être préférés lorsque les gangues sont très-dures, et notamment pour le quartz.

Les cylindres broyeurs sont montés généralement suivant le

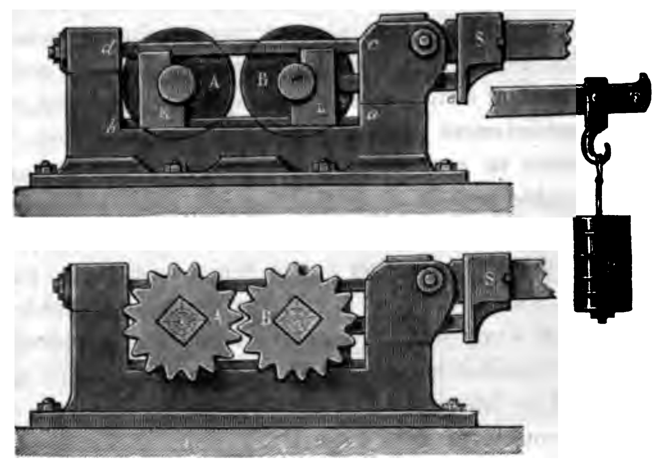


Fig. 181. Cylindres broyeurs.

système adopté au Hartz, système dont les diverses parties sont représentées fig. 181.

Ce sont deux cylindres lisses ou cannelés, mis en mouvement par une roue hydraulique, soit par une machine à vapeur, de manière à laminer en quelque sorte le minerai, qui est débité par une trémie supérieure. Ces cylindres sont serrés l'un contre l'autre par des contre-poids qui règlent la pression du laminage. Au-dessous des cylindres se trouve un tamis ou *ratter* qui sépare la partie suffisamment broyée des morceaux qui sont encore trop gros, et qui sont ramenés dans la trémie pour être laminés de nouveau.

Les contre poids sont réglés d'après la dureté des minerais ; on remplace quelquefois ceux qui sont indiqués fig. 181 par des ressorts en acier.

Au Hartz, on donne généralement aux cylindres $0^m,36$ de diamètre et $0^m,43$ de longueur dè table ; ils font de 15 à 18 tours

par minute, et l'on évalue à 8 chevaux la force nécessaire pour les mettre en mouvement.

Dans ces conditions, une paire de cylindres broie en dix heures de travail 6 ou 7 mètres cubes de minerais, à une grosseur telle, que les fragments doivent tous passer dans une grille dont les ouvertures ont $0^{m},009$ de côté. Pour les minerais à gangues quartzeuses, les mêmes cylindres ne broient plus que quatre mètres cubes.

Meules. — On emploie souvent pour broyer le minerai des meules verticales. Cet appareil, représenté planche XIX, doit être disposé de telle sorte, que le diamètre parcouru par les roues soit un peu plus petit que leur diamètre. Les jantes de ces roues sont dès lors obligées de glisser sur l'aire qu'elles parcourent, et le minerai soumis à leur action est écrasé non-seulement par leur poids, mais par le mouvement de torsion qui résulte de ce glissement. C'est à cause de cet effet que l'appareil est souvent désigné sous le nom de *tordoir*.

Les meules se font en fonte ou en pierre dure ; elles pèsent de 1000 à 2000 kilog.

Lorsque les minerais doivent être réduits en poudre très-fine, comme par exemple ceux qui doivent être soumis à l'amalgamation, on les fait passer, après les avoir broyés par les moyens précités, sous des meules horizontales animées d'une grande vitesse. Ces meules sont établies comme celles d'un moulin à blé, et le produit ainsi obtenu est souvent désigné sous le nom de *farine minérale*.

Cette finesse de grain peut d'ailleurs être obtenue par les bocards, et même par les cylindres broyeurs, en faisant passer successivement le minerai entre une série de cylindres.

APPAREILS DE CLASSIFICATION.

Le lavage proprement dit doit être précédé d'une classification aussi exacte que possible du minerai broyé, suivant la

grosseur du grain. De l'exactitude de cette classification dépend celle du lavage; car, la séparation des minerais et des gangues ne pouvant être déterminée que par les différences de leurs densités, ces différences seront facilement mises à profit si le volume des fragments est à peu près égal; tandis que, si toutes les grosseurs étaient mélangées, la séparation se ferait mal.

Trommels. — L'appareil le plus employé pour la classification des minerais broyés est le *trommel*. C'est un cylindre à

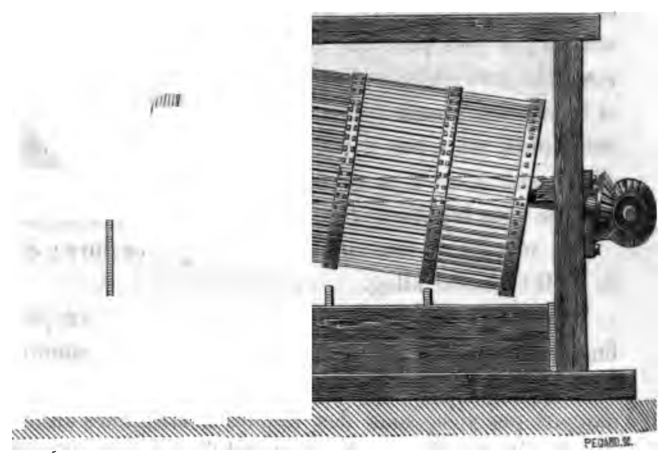


Fig. 182. *Trommel.*

claire-voie, dans l'intérieur duquel on introduit le minerai. La surface cylindrique du trommel est divisée en compartiments et formée par des grilles ou par des toiles métalliques dont la grosseur va toujours en croissant, ainsi que l'indique la figure 182.

C'est une sorte de *blutage*, que l'on fait subir au minerai broyé, et les diverses grosseurs de grains se classent dans les cases disposées au-dessous du trommel pour les recevoir.

Les trous carrés ou rectangulaires des grilles se prêtent mal à une classification exacte comme celle que l'on cherche à obte-

nir aujourd'hui, et l'on emploie de préférence des tôles perforées de trous ronds que l'on fabrique exprès dans ce but. Ces tôles, en fer, en zinc ou en cuivre, se fabriquent en France dans les ateliers de M. Calard, à Paris. On compose ordinairement un trommel de quatre grosseurs successives.

On a construit des trommels de formes très-variées ; on les a faits coniques, avec conduits hélicoïdaux dans l'intérieur, etc. Mais la simple forme cylindrique avec l'inclinaison convenable, qui a besoin d'être déterminée par tâtonnement, satisfait à toutes les conditions de l'opération.

Le minerai peut être introduit dans les trommels avec un courant d'eau ou complétement sec. La classification à sec se pratique lorsqu'on ne peut disposer d'une quantité d'eau suffisante pour toutes les opérations du lavage, ou lorsqu'on se propose d'employer le *classeur-trieur à vent*, dont nous parlerons plus loin.

Rätters. — Si l'on suppose un plan incliné, encaissé latéralement, et dont le fond sera formé de toiles métalliques à mailles



Fig. 183. *Rætter classificateur du Hartz.*

croissantes, les plus fines en tête et les plus grosses à l'extrémité, on obtiendra ce qu'au Hartz on appelle le *rætter*. Pour le

faire fonctionner, une tige attachée à l'extrémité soulève le rætter dont la partie supérieure est à charnières, et le laisse retomber avec choc. Le minerai amené en tête parcourt le plan incliné et se tamise ; les parties les plus grosses tombent à l'extrémité. Pour obtenir des sables fins, on dispose généralement deux rætters l'un au-dessus de l'autre, ainsi qu'il est indiqué fig. 183 ; le rætter supérieur détermine un premier tamisage, et le rætter inférieur opère la classification définitive.

On voit que les rætters ne sont autre chose que des tamis à secousses, et l'on peut obtenir les mêmes résultats par d'autres dispositions ; mais en réalité le mouvement des trommels est à la fois plus simple et plus expéditif. Les rætters ne doivent être conservés que pour classer les plus gros fragments.

On peut, de même qu'avec les trommels, tamiser en amenant le minerai avec un courant d'eau, ou bien à sec. La classification à sec exige en général le chauffage préalable des sables métallifères. Ce chauffage se fait sur des plaques de tôle chauffées par la vapeur d'émission des machines, soit par un foyer spécial. Lorsque l'on a des sables fins, bien secs, on peut compléter avantageusement leur classification en les soumettant à l'action du classeur-trieur à vent, imaginé et appliqué à Engis, par M. Victor Simon.

Classeur-trieur à vent. — Le classeur-trieur à vent prépare les minerais broyés dans des conditions nouvelles, qui rendent la séparation des minerais plus facile et plus sûre. Son effet principal est de réunir dans une même classe des fragments plus petits des substances denses ou minerais, avec des fragments plus gros des substances moins denses ou gangues, et cela de telle sorte que les volumes des grains tombés dans une même case se trouvent être en raison inverse des densités de ces grains. Ce mélange de grains dissemblables devient d'autant plus facile à séparer par le lavage que la différence de grosseur des fragments de minerais et des gangues est plus prononcée, quoique étant tous de poids à peu près égaux. Quelquefois même un simple tamisage peut effectuer la séparation.

Les appareils, qui depuis 1851 fonctionnent dans les ateliers d'Engis, sur la Meuse, ont tous résolu le problème que présentait l'application pratique. Ceux qui ont donné les meilleurs résultats se composent d'un tuyau rectangulaire de $0^m,28$ à $0^m,32$ de largeur et $0^m,30$ à $0^m,35$ de hauteur avec une longueur de 20 à 25 mètres.

La section du tuyau à l'entrée va toujours en augmentant depuis l'entrée du minerai jusqu'à la chambre par laquelle se termine l'appareil.

Que l'on suppose un courant d'air régulier entrant par l'orifice rectangulaire et réduit de ce tuyau, et sortant par l'autre extrémité, sa vitesse aura toujours été en diminuant, puisque la section de tuyau va toujours en croissant.

Une trémie placée à l'orifice laisse tomber et soumet à l'action de ce courant d'air une lame mince de minerai pulvérisé et séché. Ce minerai est divisé et entraîné par le courant d'air; et, comme la vitesse de ce courant va en décroissant, les particules les plus lourdes se déposent d'abord d'autant plus près de l'orifice que leur pesanteur est plus grande, et les parties les plus légères et les plus ténues sont au contraire entraînées d'autant plus loin que cette légèreté ou cette ténuité sont plus prononcées. Des trémies permettent de faire tomber dans des cases distinctes et successives les matières qui se sont déposées sur toute la longueur de ce tuyau.

Si l'on soumettait à l'action de l'appareil des fragments de grosseurs égales, on pourrait séparer les substances les plus denses des plus légères; mais, comme cette classification exacte ne serait pas possible, on soumet à la fois à l'action du courant d'air l'ensemble des matières pulvérisées. Dès lors les fragments les plus gros des substances légères se déposent avec les fragments les plus petits des substances denses, et la différence des grosseurs est d'autant plus prononcée que celle des pesanteurs spécifiques est plus considérable.

Que l'on soumette ensuite à l'action d'un courant d'eau, sur une table à secousses par exemple, ces mélanges hétérogènes :

la séparation s'obtient bien plus facilement et plus nettement que si cette classification n'avait pas été faite, car les grains les moins denses, étant les plus volumineux, présenteront plus de surface au courant, et seront entraînés, tandis que les plus denses, étant d'un volume plus petit, ne donneront que peu de prise à l'eau et resteront sur la table.

Il y a économie de temps et beaucoup moins de perte. Les essais comparatifs ont démontré que la préparation mécanique des minerais passés au trieur à vent coûtait 25 pour 100 de moins que celle des minerais soumis directement aux appareils de lavage.

Un trieur à vent, dans les dimensions précédemment indiquées, passe en moyenne 1000 kilog. de minerais par heure, soit 24 tonnes par jour.

CRIBLAGE ET LAVAGE DES MINERAIS.

Les minerais étant convertis en sables gros, moyens et fins, il reste à les préparer de manière à isoler les parties riches des parties pauvres, et à en extraire des sables riches de diverses grosseurs, désignés sous la dénomination de *schlicks*. A cet effet on emploie le *lavage* ou le *criblage*.

Lorsqu'on établit une méthode de broyage, les détails de construction doivent être dirigés de manière à obtenir la plus grande proportion possible de gros sable, la séparation du minerai riche étant plus facile pour les gros sables que pour les sables fins. En effet, toutes les méthodes de lavage ou de criblage sont basées sur les différences de pesanteur spécifique ; or, dans les sables fins, l'adhérence des grains avec l'eau et les gangues, adhérence résultant à la fois de la capillarité et de la forme irrégulière des grains, met un obstacle beaucoup plus grand à la séparation des parties métallifères.

Le lavage le plus simple est celui qui consiste à mettre dans

une sébile remplie d'eau une portion du sable à laver, puis à imprimer à cette sébile un mouvement giratoire en y agitant le sable ; ainsi traitées, les parties métallifères, qui sont les plus denses, gagnent le fond, tandis que les parties les plus légères remontent à la surface et sont rejetées vers les bords. La cueillette de l'or dans les sables du Rhône, de l'Ariége, etc., se faisait principalement par ce mode de lavage, aussi parfait que tout autre pour les résultats, mais dans lequel la main-d'œuvre entre en proportion trop considérable. Aussi lui a-t-on substitué les moyens mécaniques.

Les appareils employés sont : pour les sables gros ou moyens, les *cribles*, les *tables à secousses*, ou des caisses que l'on appelle *caissons allemands*, et, pour les sables fins, les *tables dormantes*, *tables à toiles*, *tables coniques*, etc.

Cribles hydrauliques. — Le criblage hydraulique a pour but d'isoler, dans les sables gros et moyens, les parties métallifères. Cette opération s'exécute au moyen d'un crible ou caisse dont le fond est formé d'une grille serrée, et qui plonge elle-même dans une cuve remplie d'eau. Une charge de sable à gros grains étant placée dans le crible, on lui imprime, soit directement à la main en la tenant par deux anses, soit au moyen d'un balancier avec contre-poids (fig. 184), un mouvement alternatif de haut en bas et de bas en haut. Le mouvement de l'eau qui entre par le fond et monte dans le crible à chaque

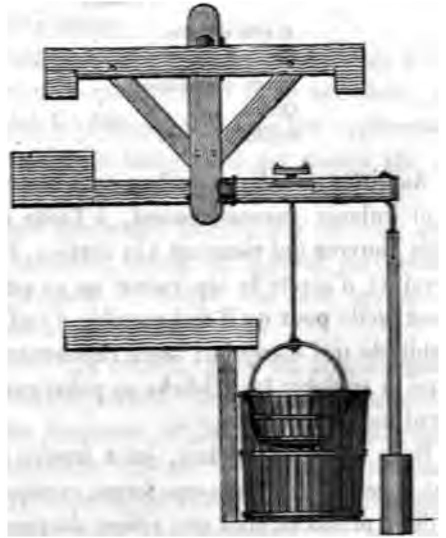


Fig. 184. Crible à cuve.

oscillation soulève les sables d'autant plus facilement que leur densité est moindre ; les grains les plus légers montent donc à la surface, tandis que les grains métallifères qui sont plus denses gagnent le fond.

Si, par exemple, les grains sont composés de quartz, sulfate de baryte, pyrite et galène, ces matières finissent par se ranger en couches successives et par ordre de densité. Ces densités sont pour les principaux minerais et pour les gangues principales :

MINERAIS.

Or natif	19,28
Cinabre	10,21
Galène	7,50
Oxyde d'étain	6,90
Pyrite	4,80
Blende	4,20
Calamine	3,70

GANGUES.

Baryte sulfatée	4,40
Spath-fluor	3,14
Chaux carbonatée	2,72
Quartz	2,69
Argiles	2,50

Aussitôt que les couches sont assez distinctes, l'ouvrier peut enlever successivement, à l'aide d'une spatule, les gangues pauvres qui viennent à la surface. Il concentre ainsi le minerai, et n'arrête la séparation qu'au point où elle n'est plus assez facile pour qu'il soit possible d'éviter les pertes. Avec une habitude qui s'acquiert assez rapidement, un ouvrier arrivera ainsi à enrichir les schlicks au point convenable pour le traitement métallurgique.

Dans quelques ateliers, on a trouvé de l'avantage à donner aux caisses de criblage une forme conique ; l'eau entrant par la grille y prend en effet une vitesse décroissante qui peut faciliter les séparations.

Au Hartz, on a remplacé presque tous les cribles de l'ancien modèle par une disposition nouvelle dont la figure 183 peut

donner une idée précise. Les grilles de criblage sont fixes, et un piston plein, situé par exemple entre deux caisses de criblage, reçoit un mouvement alternatif, de manière à faire successivement monter et descendre l'eau au-dessus et au-dessous des grilles. Par ce moyen on arrive à un classement beaucoup plus parfait, et l'on peut même cribler des minerais en morceaux de 2 centimètres cubes.

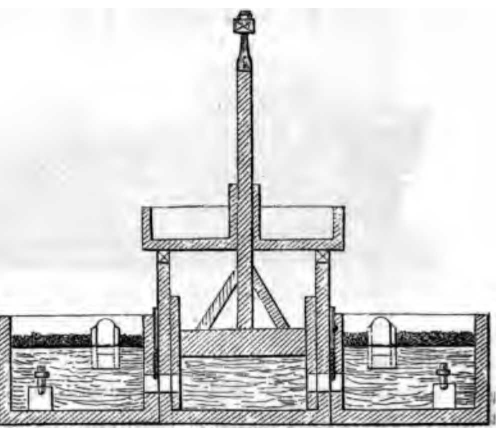


Fig. 185. *Crible à piston.*

Les gros sables peuvent être criblés jusqu'au diamètre d'environ un grain de millet, si la classification a été bien faite ; et l'on doit toujours préférer le criblage, tant que son application est possible, à tout procédé de lavage qui est moins sûr et moins expéditif.

Lorsque enfin la finesse des sables métallifères est telle, que la liquation cesse de se produire, même en opérant par petites couches, on passe aux procédés de lavage. On peut appliquer aux gros sables les caisses allemandes.

Caisses allemandes. — Ces caisses, que l'on appelle aussi *caisses-tombeaux*, sont rectangulaires ; leurs dimensions ordinaires sont : 3 mètres de longueur, $0^{m},50$ à $0^{m},80$ de largeur, et $0^{m},40$ à $0^{m},90$ de profondeur. On leur donne une inclinaison variable suivant la nature du minerai à laver, et leur extrémité est percée dans toute sa hauteur d'une série de trous que l'on peut à volonté ouvrir ou boucher avec des chevilles. La figure 186 représente la forme ordinairement adoptée.

L'eau portant les sables en suspension est amenée en tête de

la caisse sur le chevet A, et forme une nappe qui tombe et s'écoule sur son fond incliné. L'eau s'écoule par les trous de



Fig. 186. *Caisses allemandes.*

l'extrémité, et les sables se stratifient sur le fond de la caisse. A mesure que les sables s'accumulent sur le fond, le niveau d'écoulement est élevé, et la caisse se trouve bientôt pleine.

A ce moment, l'ouvrier divise le sable en deux parties : le plus riche, qui est vers le chevet, sera lavé de nouveau ; le pauvre, qui est vers l'extrémité de la caisse, sera rejeté. Le riche est donc repassé, et l'on arrive par une série d'opérations à concentrer les parties métalliques de manière à ne plus avoir qu'à achever le lavage.

Les caisses allemandes sont ainsi employées à préparer les sables en déterminant un premier enrichissement ; on passe ensuite ces sables au lavage sur des tables.

Tables à secousses. — Les tables à secousses sont suspendues à quatre poteaux, au moyen de chaînes (fig. 188). Deux de ces chaînes sont inclinées, et tendent à appliquer la table vers son chevet, où se trouve un heurtoir. Un arbre à cames étant disposé pour pousser la table en avant par l'intermédiaire d'un système de leviers, elle revient d'elle-même à sa position normale en frappant sur le heurtoir.

Fig. 187. *Chevet distributeur.*

Fig. 188. Table à secousses.

Ce mouvement imprime une secousse au minerai, qui coule avec l'eau sur la surface de la table, et tend à le ramener vers la partie supérieure.

Au sommet de la table est un conduit en bois, avec un appareil qui conduit l'eau et le minerai sur un distributeur composé d'une aire triangulaire ou *chevet* (fig. 187), qui répartit uniformément cette eau sur toute la surface de la table. Ce chevet est toujours plus incliné que la table, afin que les sables ne puissent y rester.

Les tables doivent être pourvues d'appareils alimentaires. Ces appareils sont généralement disposés de telle sorte, que l'on puisse, à volonté, amener sur la table de l'eau seule, ou de l'eau entraînant les sables, et que la distribution une fois réglée, la table s'alimente d'elle-même. Les sables étant, ainsi

que l'eau, distribués d'une manière uniforme et continue sur la surface de la table, le mouvement de celle-ci n'empêche pas l'eau d'entraîner les parties légères et ténues, tandis que les parties métalliques plus denses restent sur la table et sont ramenées à chaque secousse vers le chevet.

Les tables à secousses (fig. 188) ont ordinairement de 3 à 4 mètres de longueur sur 1^m,30 de largeur. Les éléments variables y sont : l'*inclinaison* de la table, qui est de $\frac{1}{20}$ à $\frac{1}{25}$; son *avancement*, c'est-à-dire la quantité dont elle est poussée à chaque oscillation, qui est en moyenne de 0^m,20 ; sa *tension*, c'est-à-dire l'inclinaison des chaînes ramenant la table à sa première position, qui détermine l'intensité du choc ; enfin le *nombre de ces chocs*, qui est de 30 par minute. L'inclinaison et la tension sont réglées à volonté au moyen des chaînes de suspension.

Quant à la quantité d'eau dépensée et à la quantité de minerai lavé dans un temps donné, cela est tellement variable et subordonné à la nature du minerai à traiter, qu'on ne peut rien fixer à cet égard.

On peut avec la table à secousses travailler comme avec le caisson allemand. Pour cela, on règle l'inclinaison de la table de manière que l'eau chargée de sables métallifères parcoure la surface de telle sorte, que la plus grande partie des grains puisse se déposer dans le trajet. L'action du lavage a dès lors pour résultat d'augmenter incessamment l'épaisseur du dépôt ; et, lorsque cette épaisseur est jugée suffisante, l'ouvrier sépare ce dépôt en trois parties. La partie déposée le plus près du chevet est enrichie quelquefois assez pour être mise en œuvre ; la zone moyenne est encore assez métallifère pour être relavée ; enfin la dernière partie déposée à l'extrémité de la table est rejetée.

Tables dormantes. — On appelle table dormante une table formant un plan incliné, en tête duquel se trouve un chevet-distributeur (fig. 189).

Ces tables ont en général de 4 à 5 mètres de longueur, 1 mètre 50 à 1 mètre 80 de largeur, et 0^m,12 à 0^m,15 d'inclinaison,

elles ne sont fermées latéralement que par un rebord de quelques centimètres. Au chevet de la table est placé un distributeur d'eau qui l'étend sur toute la surface; le minerai en sable fin est amené avec l'eau, ou bien étendu directement sur la table par l'ouvrier. L'eau entraîne les parties les plus légères, tandis que les parties métalliques sont repoussées et ramenées vers le chevet au moyen d'un râble, pour descendre de nouveau, en se dégageant toujours des parties terreuses. Le travail de

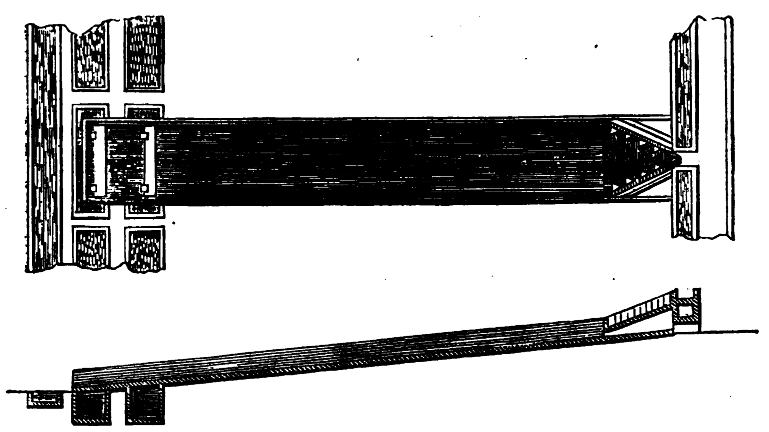


Fig. 189. *Table dormante.*

l'ouvrier consiste donc à ramener toujours les sables vers le chevet jusqu'à ce qu'il les juge assez concentrés. A ce moment, une première ouverture transversale est dégagée, et le minerai lavé tombe dans une caisse placée sous la table; le dernier schlick, qui est le plus enrichi, est reçu dans une autre ouverture, de sorte que l'on peut aussi faire la séparation du schlick riche du schlick pauvre et des schlamms. Les schlamms qui tombent à l'extrémité de la table sont recueillis dans un labyrinthe, en tête duquel on les reprend encore pour les laver de nouveau.

On voit qu'il faut un ouvrier par table, et que le résultat dépendra en grande partie de son degré d'habileté.

Tables à toiles sans fin. — Si l'on examine le mode d'action d'un table dormante, on voit qu'il est basé sur un fait bien simple : le sable métallifère descendant sur le plan incliné de la table, les particules métallifères qui sont les plus lourdes descendent moins vite que les particules de gangue. Si donc la table était d'une longueur suffisante, les particules métallifères se trouveraient tellement en retard, qu'on serait longtemps avant d'en voir paraître à l'extrémité. L'action du râble, en remontant les sables en mouvement, a pour effet d'allonger en quelque sorte la table pour faciliter la séparation par la différence des vitesses.

Que l'on suppose une toile tendue et maintenue par une série de petits liteaux en bois, animée d'un mouvement régulier qui la remonte vers le chevet (fig. 190). L'action des râbles

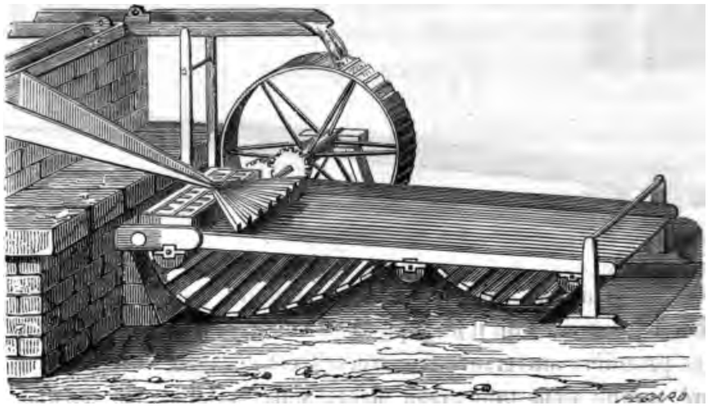


Fig. 190 *Table à toile sans fin.*

devient inutile, et l'on peut régler : 1° l'inclinaison de la table qui détermine la vitesse du sable métallifère ; 2° la vitesse de remonte de la toile, de telle sorte que les particules métallifères ne puissent atteindre l'extrémité de la table. Ces particules remontent vers le chevet, et vont se déposer dans un bac rempli d'eau, lorsque la toile sans fin, retournée par le mouvement, vient y plonger.

Cet appareil ingénieux a été imaginé par M. Brunton. Il est mis en mouvement par une petite roue hydraulique, ainsi que l'indique la figure 190, qui représente la toile mobile sur trois rouleaux et tous les accessoires. Cette table a été complétée par des cuves spéciales de dépôt.

Ce qui est très-difficile dans la préparation des minerais est d'empêcher les boues argileuses des gangues de se déposer avec les schlicks très-fins dont elles altèrent la pureté. Pour empêcher ce mélange, M. Brunton a établi des cuves circulaires entourées de cercles en fer, sur lesquels frappent régulièrement des marteaux. Le mouvement déterminé dans l'eau par le choc des marteaux empêche le dépôt des parties les plus légères et les plus faciles à maintenir en suspension, tandis que les parties les plus lourdes se déposent au fond.

On peut appliquer utilement ces caisses aux autres procédés employés pour le lavage des schlamms, qui sont plus difficiles à laver que les sables fins.

Tables coniques. — C'est au lavage des schlamms que l'on emploie la table conique représentée en plan et en élévation par la figure 191.

C'est un cône surbaissé, au centre duquel se trouve un arbre vertical mis en mouvement par un engrenage ; autour de cet arbre se trouve un entonnoir qui reçoit le courant d'eau tenant les schlamms en suspension et les versant sur un cône distributeur.

Le courant dépose les schlamms sur la table conique, et ces dépôts sont incessamment balayés par deux planchettes ou balais longitudinaux recevant de l'arbre un mouvement de rotation. Ces balais creusent des sillons circulaires sur le dépôt dont ils agitent la surface, et l'eau, pour gagner la rigole du bas, est obligée de suivre et de franchir ces sillons. Il en résulte une série d'obstacles qui ralentit l'écoulement des eaux et détermine le dépôt des parties les plus denses.

Ces tables, d'origine anglaise, sont actuellement d'un usage très-répandu, même en Allemagne ; on les a modifiées en rendant les balais fixes et la table mobile.

Caisses pointues. — Nous avons dit précédemment que, dans

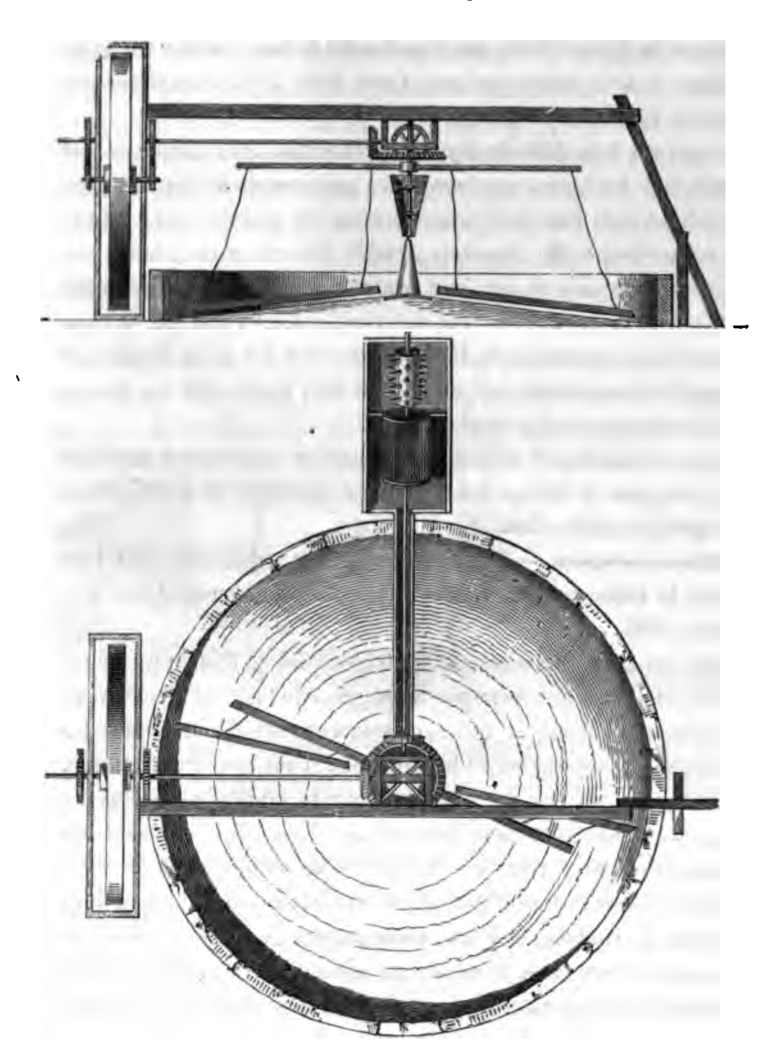
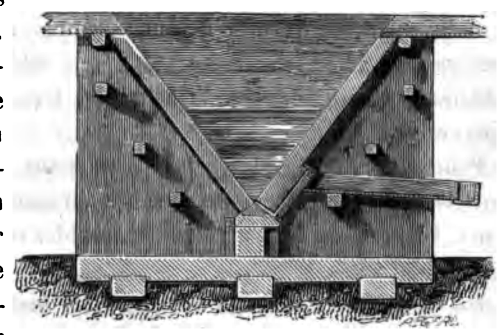


Fig. 191. *Table conique.*

le broyage des minerais, les parties métallifères qui sont plus aigres et plus cassantes que les gangues avaient plus de ten-

dance à être réduites en poussières. Ces poussières passent dans les sables fins et dans les schlamms. Les principaux perfectionnements du lavage ont donc naturellement porté sur les sables fins et procédés appliqués aux schlamms, qui sont souvent plus riches que les sables grossiers, et qui donnent lieu aux pertes considérables qui résultent de la préparation mécanique.

Pour perfectionner le lavage des sables fins et des schlamms, on doit opérer comme pour les sables grossiers, chercher les meilleurs procédés de classification. C'est pour les sables fins que le classeur-trieur à vent peut être avantageux ; mais l'on peut aussi opérer suivant la marche ordinaire, c'est-à-dire classer par égale grosseur de grains ces grains déjà microscopiques qui constituent les schlamms ; tel est le but de la *caisse pointue* ou *spitz-kasten* des Allemands. Cet appareil, représenté en coupe verticale et en plan (fig. 192), n'est autre chose qu'un distributeur qui a pour but d'amener sur les tables l'eau tenant en suspension des grains de grosseur aussi uniforme que possible, et débarrassés des molécules argileuses des gangues.



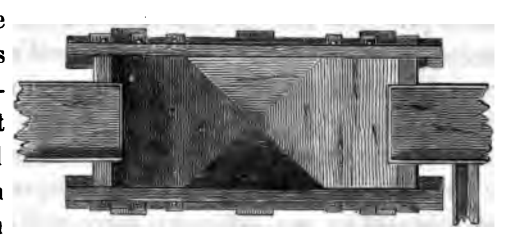


Fig. 192. *Caisse pointue.*

Que l'on suppose un chenal dans lequel se meut un courant d'eau tenant les schlamms en suspension. On augmente subitement la section de ce courant d'eau, et par conséquent on di-

minue sa vitesse en le faisant passer à la partie supérieure d'une caisse en forme de pyramide renversée.

Le courant d'eau, perdant une partie de sa vitesse, perd une partie correspondante de la faculté de tenir les particules minérales en suspension. Les plus denses sont donc abandonnées et gagnent le fond de la caisse, tandis que les plus légères continuent leur marche.

On peut faire passer le courant sur une série de caisses qui sont de plus en plus larges, et qui ralentissent de plus en plus le mouvement. On reçoit ainsi, par exemple, dans quatre caisses successives : 1° un sable fin n° 1 ; 2° un sable fin n° 2 ; 3° un schlamm ; 4° un schlamm très-fin ; on lave ensuite isolément tous ces produits.

Pour les recueillir et les faire couler sur les tables, il existe vers la pointe inférieure de la caisse un conduit muni d'un robinet. La pression de l'eau chasse les sables et l'ouverture règle le débit du courant.

On voit, en résumé, que les appareils distributeurs qui doivent alimenter les appareils de lavage sont basés sur les mêmes principes que ceux qui ont servi à la classification : répandre sur les tables un courant régulier d'eau tenant en suspension des sables dont le grain soit aussi uniforme que possible.

Lavage des alluvions métallifères. — Lorsqu'on se propose de laver des sables aurifères, platinifères, stannifères, etc., les procédés sont un peu différents, parce qu'il ne s'agit plus que d'extraire des sables les pépites, grains ou particules métallifères, qui se trouvent dispersés dans le mélange. Deux conditions peuvent se présenter : ou les sables sont argileux et ferrugineux, de telle sorte qu'il ne puisse y avoir de séparation qu'après une désagrégation préalable de la masse et son débourbage ; ou bien ils consistent uniquement en sables et cailloux roulés de diverses grosseurs.

Dans le premier cas, toute la masse est soumise à l'action du lavage, et, comme la matière ne peut être transportée avant un

premier travail de concentration, ces premiers lavages se font sur les lieux mêmes ; dans le second cas, on prépare les sables par un criblage qui sépare tous les cailloux et livre un sable fin dans lequel toutes les paillettes d'or se trouvent concentrées. Les lavages se font ensuite dans les ateliers particuliers ou sur les lieux mêmes, soit au moyen de caisses et de tables analogues à celles déjà décrites, soit avec des appareils spéciaux dont le but est toujours d'agiter une certaine charge de sable dans des caisses ou tonnes pleines d'eau, de rejeter la partie supérieure, et de recueillir, pour les travailler de nouveau, les sables du fond où l'or est concentré. Quelques-unes de ces machines se composent de caisses dans lesquelles des râbles sont agités, ou de tonnes traversées par un axe portant des agitateurs ; dans plusieurs cas, on imprime à l'appareil un mouvement de rotation qui utilise la force centrifuge pour activer le départ des matières métallifères.

Dans les lavages des sables aurifères de l'Oural et de l'Altaï, on traite des alluvions qui contiennent de 2 à 8 grammes d'or par tonne de 1,000 kilog. ; la moyenne est de 4 ; au-dessous de 2 grammes on abandonne les sables. Un ouvrier, travaillant au moyen de caisses et de tables, peut concentrer de une tonne à une tonne et demie jusqu'à $\frac{1}{36}$ du poids ; aidé par une force motrice et travaillant aux appareils mécaniques, il produira le double. Les sables rejetés contiennent encore 5 milligrammes d'or par tonne.

Les schlicks aurifères, ainsi composés de $\frac{1}{36}$ de la masse première, sont livrés à d'autres ouvriers qui les lavent avec soin, soit sur tables, soit à l'aide de sébiles. Si les sables contiennent trop de parties métalliques difficiles à isoler de l'or, et dont le lavage entraînerait une perte notable au delà d'un certain degré de concentration, ils sont traités par l'amalgamation.

Le lavage des sables aurifères est d'ailleurs une opération qui n'a que peu d'analogie avec la préparation mécanique des minerais, lorsqu'il s'exécute sur les placers et non dans des

usines spéciales. Il est en général beaucoup plus facile que le lavage des minerais, parce que les différences de pesanteur spécifiques entre l'or et les gangues sont très-considérables. On peut dès lors employer des moyens et des appareils très-imparfaits qui, pour séparer les minerais, tels que la galène de la blende ou de la baryte sulfatée, seraient sans efficacité.

CONDITIONS ÉCONOMIQUES DE LA PRÉPARATION DES MINERAIS.

Le lavage des minerais, lorsqu'on est arrivé à un certain degré de concentration, cesse d'être avantageux, c'est-à-dire que les dépenses de lavage, et surtout les pertes croissantes de minerai entraîné avec les gangues, deviennent plus coûteuses que ne le serait le traitement métallurgique ou le transport à un marché de minerai. Ces proportions toutefois ne peuvent être déterminées que d'après des circonstances locales tenant à la fois de la nature du minerai, des frais de préparation et du prix du métal. C'est ainsi qu'en Cornwall on ne pousse pas la richesse des schlicks de cuivre au delà de 8 pour 100. Dans une contrée où le traitement métallurgique serait plus coûteux, on devrait pousser la concentration plus loin. A Pontgibaud, on a reconnu que la préparation mécanique des galènes argentifères ne devait pas dépasser le titre de 30 à 40 pour 100 de galène dans les schlicks.

Les dépenses de préparation mécanique avec moteur hydraulique peuvent être évaluées, dans les conditions les plus ordinaires, de 7 à 10 fr. pour chaque mètre cube de minerai en morceaux, tel qu'il sort de l'opération du cassage et du triage.

Les frais sont naturellement très-variables suivant la richesse des minerais, la nature des gangues et le degré de richesse auquel on pousse les schlicks; ils consistent d'ailleurs, pour la majeure partie, en frais généraux d'établissement, d'entretien du moteur et du matériel, car les dépenses immédiates sont

toujours très-faibles. Pour la plupart des minerais, tenant galène ou oxyde d'étain, soumis à la préparation mécanique, cette dépense immédiate est à peine de 2 à 3 fr. par mètre cube.

Pour fixer les idées d'une manière plus précise, nous prendrons pour exemple les minerais d'étain de la Saxe, sur lesquels M. Manès a réuni des documents très-précis et très-étendus. Ce sont des minerais pauvres, dans lesquels l'oxyde d'étain est finement disséminé dans des gangues dures qu'on est obligé de bocarder fin, et qui ne fournissent que $\frac{1}{100}$ de schlick contenant 50 pour 100 d'étain.

Ces proportions sont établies par le tableau suivant du prix de revient de l'étain provenant des minerais de Geyer.

Mètres cubes de minerais.	7,54
Frais d'exploitation.	148,30 fr.
Schlick retiré.	100 kil.
Transport et préparation mécanique.	114,20
Traitement métallurgique.	2,80
Total des frais par quintal d'étain.	264,70

L'importance des frais de préparation mécanique peut seule déterminer à abattre tel ou tel massif de minerai dont la teneur est très-faible. On a donc cherché à diminuer autant que possible ces frais. A cet effet, on a comparé avec le plus grand soin les deux méthodes de lavage par les tables à secousses et par les tables dormantes recouvertes de toiles. Ces deux méthodes ont été l'objet d'expériences spéciales faites dans deux usines d'Altenberg ; les résultats en ont été consignés dans les tableaux suivants :

MINERAI passé au bocard.	HEURES de bocardage.	NOMBRE de flèches.	FRAIS DIRECTS DE BOCARDAGE	
			en totalité.	par tonne.
1232 tonnes.	3192	24	228	0,185
1207 »	3192	24	251	0,207

Ces mêmes quantités, soumises aux deux procédés de lavage, ont donné les résultats suivants :

MAIN D'ŒUVRE.	HEURES de lavage.	SCHLICK OBTENU		FRAIS DE LAVAGE		
		en totalité.	par tonne.	en totalité.	par tonne de miner.	par tonne de schlick.
6 ouvriers, à 2 tables à secousses. . . .	2412	7497 kil.	6,83 kil.	888	0,720	118,40
8 ouvriers, à 2 tables dormantes à toiles.	2706	6881 »	5,69 »	988	0,818	143,70

Il est résulté de ces essais comparatifs qu'aux tables à secousses le travail se fait plus vite, dans le rapport de 5 à 6, que sur ces mêmes tables les frais de préparation sont moindres dans le rapport de 10 à 16, enfin que le schlick obtenu sur les toiles est plus pur dans la proportion de $\frac{1}{20}$.

Dans les vallées d'Eybenstock dans l'Erzgebirge, on exploite par lavage des alluvions formées des roches granitiques et schisteuses de la chaîne parmi lesquelles se trouvent des galets riches en oxyde d'étain et des grains du même minerai disséminés dans les sables fins. On y a établi des seyffenverk ou ateliers de lavage, et l'un d'eux, d'après M. Manès, était, pour la production de l'étain, dans les conditions suivantes :

	fr.
Frais de main-d'œuvre des ouvriers laveurs.	1825
Surveillance des maîtres laveurs.	640
Triage du galet et transport au bocard.	299
Frais de préparation mécanique pour le bocardage et le lavage des galets.	325
Frais des consommations en bois, fer, outils..	429
Frais de fonte des schlicks obtenus.	414
Frais généraux.	1345
	5277

Le produit de cette dépense fut de 1951 kilog. d'étain, dont le prix de revient fut ainsi de 2 fr. 72 le kilog. ; prix qui ne

laissait alors aucun bénéfice à l'exploitation et la constituerait maintenant en perte.

Les préparations mécaniques auxquelles on soumet les minerais pour les enrichir n'ont pas seulement pour but de diminuer les frais du traitement métallurgique, souvent aussi elles sont nécessitées par la question des transports. Ainsi, comme il est peu de filons dont les produits puissent suffire seuls à alimenter une fonderie, il en résulte que, dans les exploitations isolées, on est obligé de construire une fonderie qui ne peut marcher que pendant quelques mois de l'année, et qui, pendant les temps de chômage, grève l'entreprise de frais inutiles, en intérêt d'argent et en personnel. Comme d'ailleurs la construction et l'organisation d'une fonderie sont toujours très-dispendieuses, beaucoup de petites exploitations, qui ne peuvent supporter cette charge, se trouveraient dans des conditions de développement très-difficiles, si ce n'est impossibles.

Dans les districts métallifères où il existe un grand nombre de gîtes disséminés, on a construit des fonderies centrales qui reçoivent les minerais de toutes les exploitations disséminées autour d'elles, et qui, pouvant être alimentées toute l'année, travaillent avec une réduction considérable de frais. Ces fonderies centrales favorisent ainsi l'exploitation des plus petits gîtes métallifères, puisqu'elles peuvent acheter jusqu'aux moindres lots de minerais.

La préparation mécanique a donné aux minerais une valeur commerciale. Dans la plupart des pays de mines, les schlicks à vendre sont transportés en un point déterminé et sont annoncés dans les journaux ; les acheteurs arrivent au jour fixé pour la vente et trouvent ces schlicks en tas réguliers et cubés. Les tas sont ouverts dans le milieu et retournés dans leurs diverses parties pour former une moyenne ; cette moyenne est pilée, tamisée, et des échantillons sont mis dans des sacs cachetés. Les essais sont faits sur ces échantillons par chaque partie intéressée : le vendeur, l'acheteur et le maître mineur qui doit percevoir une prime proportionnée à la richesse. On déduit d'abord l'humidité du schlick pour avoir le poids réel, puis on en dose le mé-

tal ; en cas de dissentiment sur les résultats de l'analyse chimique, un des échantillons est mis en réserve ou analysé par un tiers.

La proportion du métal ou des métaux contenus dans un minerai étant déterminée, il ne reste plus, pour établir le prix du minerai, qu'à calculer la valeur des métaux et à en retirer les frais de traitement métallurgique. Le prix des métaux varie et les frais de traitement des minerais varient également, suivant les prix du combustible, de la main-d'œuvre et suivant la nature des gangues ; aujourd'hui néanmoins le prix des minerais tend à se niveler de plus en plus par la facilité des communications. L'Angleterre est le marché principal sur lequel les minerais sont transportés et vendus ; mais, depuis quelques années, il s'est formé en France des établissements qui traitent également les minerais de diverses provenances.

Les tableaux ci-joints indiquent les prix des galènes argentifères dans une fonderie du nord de la France.

MINERAIS SULFURÉS (GALÈNE) A GANGUE CALCAIRE PRÉDOMINANTE CONTENANT MOINS DE 5 POUR 100 DE BLENDE, ARSENIC OU ANTIMOINE SÉPARÉS OU RÉUNIS.

TENEUR PAR 1000 KILOG.		PRIX des 1000 kilog.		TENEUR PAR 1000 KILOG.		PRIX des 1000 kilog.	
Plomb.	Argent.			Plomb.	Argent.		
kil.	gr.	fr.	c.	kil.	gr.	fr.	c.
200	»	0	»	500	200	176	50
»	100	8	50	550	»	192	»
»	200	29	50	»	160	192	60
250	»	27	»	»	200	201	»
»	100	33	»	600	»	214	»
»	200	54	»	»	170	214	30
300	»	54	50	»	200	220	60
»	100	57	50	»	300	241	60
»	200	76	50	650	»	247	»
350	»	82	»	»	200	250	»
»	100	82	»	»	300	271	»
»	200	103	»	700	»	274	»
400	»	109	50	»	200	274	»
»	120	112	35	»	300	295	»
»	200	129	15	750	»	302	»
450	»	137	»	»	250	309	50
»	150	137	30	»	300	320	»
»	200	152	»	800	»	329	50
500	»	164	50	»	300	344	50
»	150	166	»	»	400	365	50

MINERAIS SULFURÉS (GALÈNE) A GANGUE QUARTZEUSE PRÉDOMINANTE CONTENANT MOINS DE 5 POUR 100 DE BLENDE, ARSENIC OU ANTIMOINE SÉPARÉS OU RÉUNIS.

TENEUR PAR 1000 KILOG.		PRIX des 1000 kilog.		TENEUR PAR 1000 KILOG.		PRIX des 1000 kilog.	
Plomb.	Argent.			Plomb.	Argent.		
kil.	gr.	fr.	c.	kil	gr.	fr.	c.
250	»	»	50	550	300	197	30
»	100	8	50	600	»	195	»
»	200	29	30	»	200	200	80
500	»	28	»	»	300	221	80
»	100	28	»	650	»	220	50
»	200	49	»	»	200	225	30
350	»	55	50	»	300	246	30
»	150	67	80	700	»	248	»
»	300	99	30	»	200	249	80
400	»	85	»	»	300	270	80
»	200	102	80	750	»	275	50
»	300	125	80	»	300	295	30
450	»	110	50	»	400	316	30
»	200	127	30	800	»	303	»
»	300	148	30	»	300	319	80
500	»	138	»	»	400	340	80
»	200	151	80	»	500	361	80
5 »	300	172	80	»	600	382	80
50	»	165	50	»	700	403	80
»	200	176	50	»	800	424	80

Si les minerais sont carbonatés, la tonne augmente de 15 francs.

Pour les proportions d'argent supérieures à celles qui sont indiquées dans ces tableaux, il suffit d'ajouter au prix de la tonne de minerai 21 fr. par chaque 100 grammes d'augmentation dans le titre.

Le calcul pour établir la valeur des minerais se complique quelquefois d'usages locaux. Ainsi pour les minerais de cuivre, ce sont les usines de Swansea, dans le pays de Galles, qui établissent les cours, et les prix des minerais importés se calculent de la manière suivante :

On suppose un prix constant, pour le traitement d'une tonne de minerai, quels qu'en soient le titre et la composition ; ce prix constant, qui constitue ce que l'on appelle les *charges* du minerai, est fixé à 69 fr. 50 cent. par tonne.

Le prix du cuivre varie; mais ce qui le fait principalement varier lorsqu'on estime du minerai, c'est la qualité de ce minerai et de ses gangues. Ces variations sont réunies par une seule estimation qui est ce que l'on appelle le *standard* du minerai.

Après avoir déterminé le titre d'un minerai et examiné la nature de sa composition, les acheteurs l'évaluent par conséquent en donnant un prix au cuivre contenu. Ainsi le standard sera plus élevé pour des carbonates ou des oxydes que pour des pyrites ; il sera plus élevé pour des pyrites pures que pour les minerais gris arsénifères ou antimonifères. Enfin, certaines gangues, telles que le spath-fluor, pouvant servir de fondant, donnent aux minerais une plus-value, tandis que d'autres les déprécient.

Il résulte de ces divers éléments et de cette méthode de calcul que l'on applique à certains minerais un standard plus élevé que le prix courant du cuivre; cela tient non-seulement aux qualités du minerai, mais à ce que le chiffre de 69 fr. 50 cent. pour les charges est un chiffre beaucoup trop élevé pour les minerais pauvres, tandis qu'il est normal pour les minerais riches. Ce fait, qui semble d'abord une anomalie, s'explique en ce que, pour les minerais pauvres, les frais de grillage de mattes et de raffinage exercent peu d'influence, tandis qu'ils sont considérables lorsqu'on les rapporte à une tonne de minerai riche.

Ceci expliqué et le standard admis, rien de plus simple que le calcul de la valeur du minerai. Supposons du minerai dont le titre est de 8 pour 100 et le standard fixé à 2500 fr., chaque tonne contiendra 80 kilog. de cuivre, c'est-à-dire une valeur de 240 fr. Déduisant les charges de 69 fr. 50 cent., reste une valeur de 150 fr. 50 cent.

LAVAGE DE LA HOUILLE.

La préparation mécanique s'applique dans beaucoup de cas aux houilles menues, pour les débarrasser des poussières et des

fragments schisteux qui en altèrent la pureté. Cette préparation est surtout nécessaire pour les houilles menues destinées à la fabrication du coke, à la forge et à la fabrication des agglomérés ou péras artificiels.

C'est par le lavage que l'on opère, en se basant sur la densité des parties terreuses, toujours supérieure à celle de la houille. Dès l'année 1838, M. Ract-Madoux, ingénieur aux mines de Bert, soumettait les houilles menues à un lavage dans des caisses à courant d'eau continu. Ces caisses étaient barrées par une contre-pente au chevet, et plus loin par des planchettes que le courant d'eau franchissait avec la houille, tandis que les schistes s'y arrêtaient. La houille lavée se rassemblait ainsi à l'extrémité

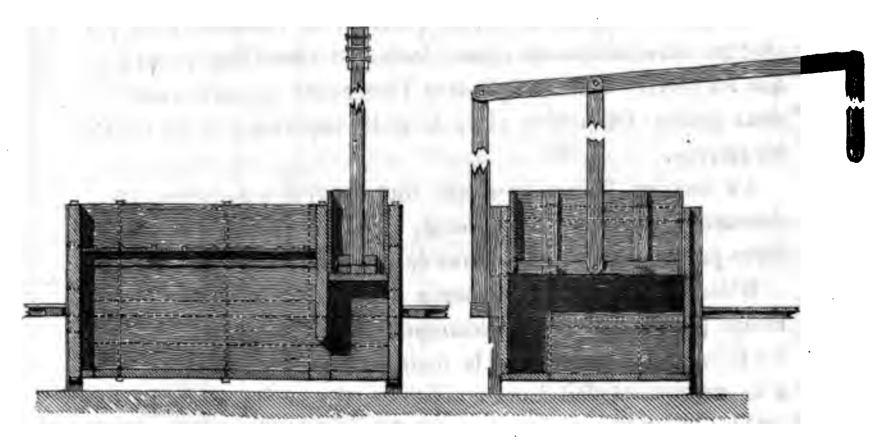


Fig. 195. *Crible à piston pour le lavage de la houille.*

de la caisse, tandis que les pierres restaient vers le chevet. Ce procédé est encore employé sur beaucoup de houillères qui ont une grande quantité d'eau à leur disposition ; il est en effet très-simple et exige peu de frais de premier établissement, condition que l'on ne doit pas perdre de vue lorsqu'il s'agit de laver une matière qui n'a que peu de valeur et pour laquelle la plus-value résultant du lavage est également très-faible.

On a établi, quelques années après, dans le bassin de la Loire, des *lavoirs à piston* ou *cribles* dont l'usage s'est répandu promptement. Ce crible est représenté fig. 193.

Un piston met l'eau en mouvement et agit comme dans les cribles hydrauliques appliqués aux minerais. Seulement la caisse à laver a de $1^m,30$ à $1^m,50$ de côté, et elle est munie d'une grille à barreaux très-écartés, placée à $0^m,12$ au-dessus de la claie ou de la toile métallique sur laquelle sont déposés les menus à laver.

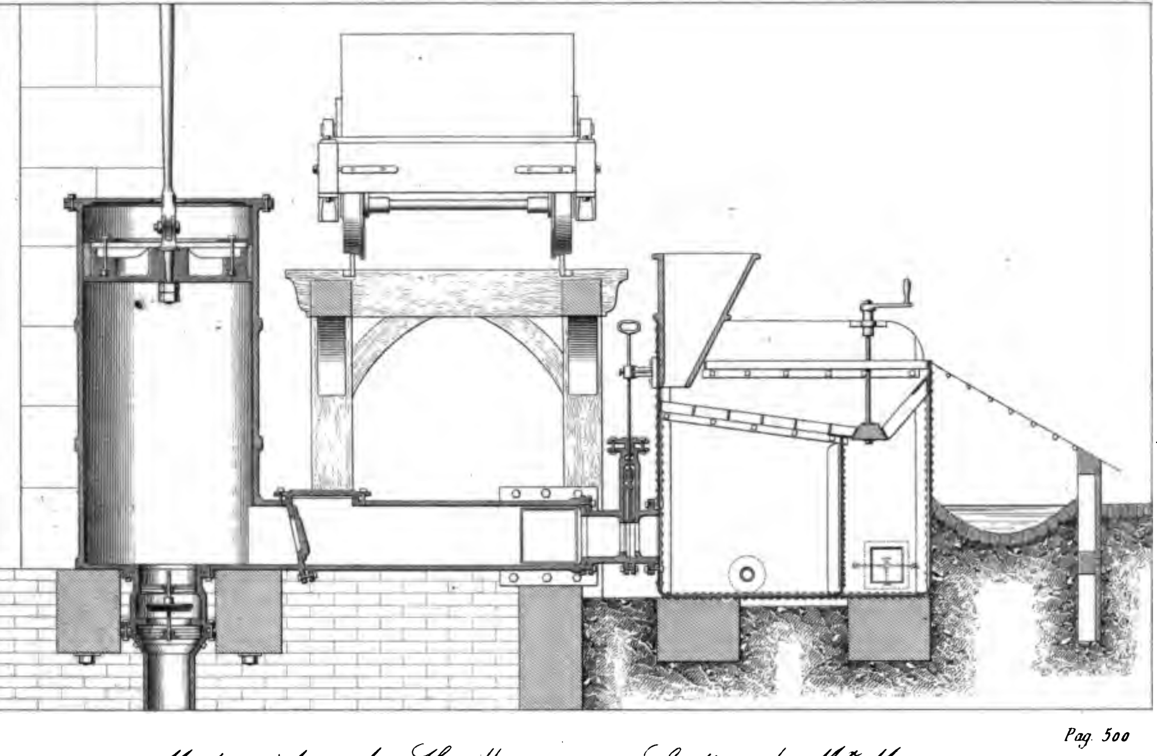
La charge déposée dans la caisse à laver dépasse la grille supérieure. Le mouvement étant donné au piston, la charge est soulevée par l'eau, les pierres gagnent le fond, et l'ouvrier, en rasant avec la pelle la grille supérieure, est certain de n'enlever que la houille lavée. L'opération se continue ainsi par charges successivement mises, lavées et recueillies jusqu'à ce que les pierres aient rempli tout l'intervalle compris entre les deux grilles. On enlève alors la grille supérieure et on rejette les pierres.

Un ouvrier, faisant lui-même tout le service de la houille et donnant le mouvement au piston, peut laver de 50 à 60 hectolitres par journée de 10 heures de travail.

Il était naturel de chercher à établir les manutentions du lavage par des moyens mécaniques de manière à supprimer les frais et les lenteurs de la main-d'œuvre. L'appareil Bérard a le premier satisfait à ces conditions. Il se compose de grands cribles à pistons mus par une machine à vapeur qui donne également le mouvement aux organes mécaniques nécessaires au service.

Cet appareil n'est pas le seul qui soit appliqué au lavage de la houille, et celui de M. Meynier, établi à Brassac (Puy-de-Dôme), nous paraît résumer les conditions des divers appareils mécaniques avec quelques perfectionnements essentiels.

Cet appareil est représenté en coupe, par la planche XXXIV. Il se compose de deux caisses à laver juxtaposées. La toile métallique du fond est inclinée vers une soupape qui permet de



Pag. 500

Machine à laver les Houilles menues _ Système de Mr Meynier

laisser tomber les schistes dans un compartiment spécial ; quant à la houille lavée, elle est rejetée au dehors, avec l'eau, sur un tablier incliné également en toile métallique.

Un corps de pompe fournit l'eau aux deux caisses ; il l'aspire dans un bassin inférieur et la rejette sur le tablier, avec la houille lavée.

C'est le mode d'action de ce corps de pompe qui constitue le perfectionnement introduit par M. Meynier. Dans les caisses ordinaires, c'est toujours la même eau qui monte et descend ; il en résulte que la charge à laver, d'abord soulevée par le refoulement de l'eau, est ensuite rabattue sur la grille par l'oscillation inverse. Ce mouvement de rabatage contrarie évidemment la liquation des schistes, tandis que le mouvement d'expulsion de l'appareil Meynier aide au contraire la séparation des fragments de houille.

D'autres appareils ont été construits. M. Ract-Madoux en a établi un à Saint-Chamond, dans lequel, au moment où la houille est soulevée par l'action du piston, un jet d'eau horizontal déterminé par l'ouverture d'un clapet chasse cette houille sur un tablier extérieur, tandis que les schistes retombent au fond.

Le concours de ces lavoirs ingénieux conduit à utiliser pour la forge et le coke des menus qui n'avaient que des emplois inférieurs. Le déchet éprouvé au lavage varie naturellement suivant le degré de pureté des menus ; il est en général de 10 à 15 pour 100.

CHAPITRE IX

CONDITIONS GÉNÉRALES DES EXPLOITATIONS.

Toutes les mines sont soumises à des conditions générales d'organisation qui forment le complément naturel des méthodes d'exploitation et des procédés appliqués à l'aérage, aux transports, à l'extraction, à l'épuisement, etc. L'ingénieur, qui dans beaucoup d'autres industries peut être isolé de l'administration commerciale, joue un rôle essentiel dans celle d'une mine, parce que lui seul peut prévoir et fixer les travaux à entreprendre et le matériel à construire ; lui seul peut suivre et déterminer le prix de revient, qui est la base de toute administration commerciale.

Pour prévoir et fixer les travaux à entreprendre, il faut embrasser l'ensemble de la concession à exploiter, tracer les conditions probables du gîte, et proportionner les travaux de recherche à ceux de l'exploitation. Il faut qu'un nouvel étage d'exploitation puisse être préparé pour succéder à celui qui va se trouver complétement exploité ; il faut qu'un nouveau siége d'extraction puisse succéder à celui qui est épuisé. Prévoir les nécessités de l'avenir, pourvoir au remplacement des ateliers à mesure qu'ils s'épuisent, préparer le développement de la production dans une sage mesure, c'est administrer. Or cette condition d'une administration prévoyante ne peut être obtenue que par l'étude soutenue des plans et des coupes que l'on peut

établir à l'aide des travaux exécutés et de l'étude géologique du terrain ; elle ne peut être obtenue qu'à la condition d'avoir des plans exacts et complets qui permettent d'apprécier en quelque sorte le passé de l'exploitation, son présent et son avenir.

Nous entrerons d'abord dans quelques détails sur le levé des plans de mines, en supposant que l'on connaît déjà les méthodes employées pour le levé des plans de surface.

DES PLANS DE MINES.

Dans toute exploitation, un bon plan de mine est indispensable, surtout quand les travaux souterrains sont très-développés. En effet, il est nécessaire de maintenir les travaux dans les limites de la concession afin d'éviter des contestations avec les concessions voisines ; il existe en outre certains points, tels que des vieux travaux, des failles aquifères, etc., dont il faut se tenir constamment éloigné, sous peine des plus grands dangers. Enfin, lorsqu'il s'agit de joindre un point fixé à l'avance par un puits ou par une galerie, si l'on n'a pas un plan fait avec précision, on s'expose à manquer le but et à faire en pure perte des travaux coûteux.

Le levé des plans dans les mines présente de grandes difficultés. Les mines étant composées de vides sinueux et isolés les uns des autres, il faut en effet déterminer la forme et la position de chacun d'eux et les rapporter à un plan d'ensemble. Ces difficultés sont encore accrues par la nécessité d'opérer dans des galeries obscures, souvent basses et d'un parcours très-difficile.

Pour orienter d'une manière certaine des travaux qui ne communiquent au jour que par des galeries sinueuses ou par des puits, il faut avoir recours à la boussole.

Boussoles. — La boussole de mine se compose d'une aiguille

aimantée, teintée en bleu d'acier sur la pointe Nord. Cette aiguille est suspendue sur une chape d'agate, et la position qu'elle prend lorsqu'elle est placée horizontalement est déterminée par un limbe de 10 à 16 centimètres de diamètre, divisé en 360 degrés. La division doit être faite avec le plus grand soin ; elle marque les degrés et les demi-degrés ; le limbe est argenté mat, les divisions étant marquées en noir ; le fond est mat et de teinte neutre, de manière que son miroitement ne puisse fatiguer la vue.

Il suffit d'examiner avec soin la boussole divisée en 360 degrés, pour se rendre compte des relations qui existent entre cette notation et celle de la division en quatre fois 90 degrés dont les points de départ sont le Nord, l'Est, le Sud et l'Ouest. Avec un exercice de quelques heures, on saura transformer rapidement les mesures lues sur les divisions rapportées au Nord seulement en notations rapportées aux quatre points cardinaux.

En Allemagne on divise souvent le limbe de la boussole en 24 heures, ou plutôt en deux fois 12 heures, de telle sorte que, *midi* se trouvant placé au Nord, les 12 divisions descendent de droite à gauche jusqu'au numéro 12, qui marque également le Sud. Les divisions recommencent à droite à partir du Sud pour rejoindre le 12 Nord ; de cette manière, les deux extrémités de l'aiguille marquent toujours la même heure. Chaque heure correspondant à 15 degrés est divisée en 8 parties, qui sont elles-mêmes subdivisées en 4. Sur une boussole ainsi notée, 6 heures marque la ligne E.O. ; 3 heures est N. 45° O. et ainsi de suite.

La disposition la plus généralement adoptée pour la boussole de mine est celle dite *poche de mineur*.

La boîte de la boussole est suspendue sur un double axe de manière à prendre naturellement la position horizontale. Le support est muni de deux crochets qui permettent de suspendre la boussole sur un cordeau tendu suivant la direction que l'on veut mesurer. Dans cette position, la ligne N. S. de la boussole coïncide précisément avec la ligne du cordeau, de sorte que,

pour en déterminer la direction, il suffit de lire l'angle marqué par l'aiguille de la boussole.

Cette disposition est surtout commode pour les mines très-sinueuses et d'un parcours difficile ; elle permet de tendre des cordeaux qui forment les axes repères des vides successifs, et d'en déterminer les directions par des opérations aussi rapides que possible. Des notes et des croquis pris sur les lieux permettent ensuite de fixer la forme des vides autour de ces axes.

La poche de mineur contient un demi-cercle gradué avec crochets de suspension et fil à plomb, à l'aide duquel on détermine l'inclinaison moyenne du cordeau tendu à chaque station. Enfin on complète le levé en mesurant la longueur du cordeau, c'est-à-dire la longueur de la station, avec une chaîne en laiton dont chaque maille est égale à $0^{m},20$.

Pour lever un plan de mine, on fait donc une série de stations successives dont on mesure la direction, l'inclinaison et la longueur. Si l'on suppose, par exemple, que ces stations suivent l'axe d'une galerie sinueuse, il suffira d'ajouter les largeurs prises perpendiculairement aux directions pour avoir tous les éléments du plan.

Afin d'éviter toute chance d'inexactitude, on a un calepin d'observations où sont marqués : 1° le numéro de la station ; 2° la direction, c'est-à-dire le chiffre indiqué par la pointe bleue de l'aiguille ; 3° l'inclinaison mesurée en degrés et minutes, en indiquant si elle est montante ou descendante ; 4° la longueur de la station exactement chaînée ; 5° les largeurs à droite et à gauche du cordon, les observations et repères qui peuvent aider à préciser le plan.

Avec ces données, on peut faire les plans ou projections horizontales et verticales. On construit ou calcule les triangles de manière à obtenir les projections horizontales et verticales des lignes mesurées, projections que l'on porte sur le papier, au bout les unes des autres, en donnant aux lignes les directions déterminées par la boussole. Pour reporter ces directions, on se sert d'un *rapporteur*, support rectangulaire qui reçoit la

boussole, et dont les côtés, formant règle et équerre, présentent des lignes parallèles à la ligne N. S. et à la ligne E. O. On se sert ainsi, pour rapporter les directions, de la même boussole qui a servi à les déterminer dans la mine.

Les travaux de mines, galeries, descenderies ou montages, sont aujourd'hui assez réguliers et présentent un sol assez stable pour que l'on puisse substituer à la poche du mineur une boussole à trépied, munie latéralement d'un demi-cercle pour prendre les inclinaisons.

Cette boussole à trépied est ordinairement carrée ; elle porte deux niveaux qui permettent de l'établir horizontalement et une lunette adhérente avec demi-cercle qui permet de mesurer à l'aide d'un fil à plomb l'inclinaison que l'on donne à la lunette.

L'établissement de la boussole carrée, à chaque station, prend un temps assez long, et l'on emploie en Belgique une disposition due à M. Dehennault, fabricant d'instruments de précision à Fontaine-l'Évêque, disposition qui est évidemment préférable. La boussole est suspendue par deux arcs perpendiculaires, de manière à prendre elle-même son niveau, et toutes les petites manœuvres de l'observation y sont étudiées et facilitées, de manière à rendre l'usage de la poche de mineur de plus en plus rare.

Tracé du plan. — On opère avec la boussole à pied comme avec la poche de mineur, de manière à mesurer à chaque station la direction de la ligne mirée et son inclinaison montante ou descendante ; on chaîne ensuite, avec la chaîne en laiton, la longueur de la station. Ceci posé, on se munit, avant de descendre dans la mine, d'un carnet d'observations qui porte les divisions suivantes :

Levé du 1859, à heures.

STATIONS.	DIRECTIONS.	INCLINAISONS. montante.	INCLINAISONS. descendante.	LONGUEURS.	OBSERVATIONS.
1	α	I	»	L	»
2	α'	I'	»	L'	»
3	α''	I''	»	L''	»
4	α'''	I'''	»	L'''	»

Le carnet doit porter la notation de la boussole, par exemple, 360 degrés, notation inverse. Déclinaison magnétique, 19°30' Ouest.

Ces mesures étant prises, on les porte sur le registre du levé, qui est composé d'une série de tableaux contenant d'abord toutes les données indiquées par le carnet, plus les colonnes suivantes, placées à la suite des premières,

ANGLES des directions orientées.	PROJECTIONS horizontales.	PROJECTIONS verticales positives ou négatives.	SOMME des altitudes.
α	L cos I	L sin I	»
α'	L' cos I'	L sin I'	»
α''	L'' cos I''	L sin I''	»
α'''	L''' cos I'''	L sin I'''	»

en consignant sur ce tableau toutes les observations qui peuvent servir à désigner les stations, les croisements de galeries, etc. Le registre représentera le véritable plan de la mine, que l'on pourra porter à volonté sur le papier. En effet, les angles orientés sont des angles plus petits que 180° placés à droite ou à gauche du méridien magnétique, suivant qu'ils sont à l'Est ou

à l'Ouest ; les projections horizontales et verticales des longueurs chaînées sont les longueurs réelles à porter sur le papier pour obtenir les plans-projections ; enfin la somme totale des altitudes tient compte de toutes les inclinaisons montantes ou descendantes, de manière à préciser la hauteur absolue des points extrêmes des stations.

Cette méthode de lever et de tracer les plans présente plusieurs éléments d'erreur qu'il est essentiel de signaler. Les uns tiennent à l'instrument, les autres à la manière d'opérer. La boussole ne marque pas le Nord vrai ; non-seulement sa déclinaison varie suivant les latitudes, mais elle éprouve en outre des variations *diurnes*. Ainsi, dans une localité donnée, on a constaté d'un jour à l'autre des variations de 30 minutes, et dans des espaces de 15 à 20 jours, la variation a quelquefois dépassé un degré. Si donc on veut opérer avec certitude, il faut tracer une méridienne à la surface et déterminer dans la mine une ligne de repère pour ramener toutes les observations au Nord vrai, précaution qu'on ne prend que bien rarement.

La difficulté de lire bien exactement, avec une lumière incertaine et dans des positions souvent incommodes, les angles marqués par l'aiguille qui oscille pendant longtemps est un autre obstacle à la parfaite exactitude des observations ; en admettant toutefois que l'appréciation soit exacte, on ne peut pas être fixé à plus d'un quart de degré, c'est-à-dire qu'on néglige forcément les angles de 15 minutes. Enfin il faut s'astreindre à ne porter sur soi aucun instrument en fer, et, si l'on opère dans une galerie où il existe un chemin de fer, il faudra faire enlever les rails autour des stations; car, à la hauteur d'un mètre au-dessus de ces rails, la déviation pourrait être de plus d'un degré.

Quant à la manière de tracer le plan par stations successives, elle est vicieuse en ce sens que, les stations étant très-multipliées, avant d'arriver à déterminer la position d'un point éloigné, toutes les chances d'erreur s'ajoutent sur le tracé graphique, de manière à produire des erreurs de plus d'un mètre

après une longue série d'opérations. Ces différences résultent de ce qu'un observateur a toujours une tendance à se tromper dans le même sens, de sorte que les erreurs tendent à s'ajouter plutôt qu'à se compenser. C'est pour remédier à ce grave inconvénient que l'on emploie la *méthode des trois plans coordonnés*.

Cette méthode consiste à déterminer isolément la position de chaque point de station relativement à trois plans coordonnés, qui sont : un plan horizontal, un plan vertical Nord-Sud passant par le méridien magnétique, et un plan vertical Est-Ouest perpendiculaire aux deux précédents. Les trois plans se croisent au point de départ, et chaque point est déterminé par sa hauteur ou *altitude*, sa *longitude* et sa *latitude* relativement à ces trois plans coordonnés.

On note comme *positives* les hauteurs au-dessus du plan horizontal, les longitudes à l'Est du plan méridien et les latitudes au Nord du plan perpendiculaire au plan méridien ; par contre, on note comme *négatives* les distances au-dessous du plan horizontal, les longitudes à l'Ouest du plan méridien, les latitudes au Sud du plan perpendiculaire. On a soin de déterminer le méridien d'une manière fixe par deux repères qu'on peut toujours retrouver et qui permettent de négliger les variations diurnes.

La feuille de papier sur laquelle on opère étant considérée comme le plan horizontal, on l'orientera et l'on tracera deux axes perpendiculaires entre eux qui représenteront les *traces* des deux plans verticaux N. S. et E. O.

Que l'on projette sur le papier une station quelconque $L \cos I$, en ayant soin de placer à son extrémité l'origine des coordonnées; la position de cette ligne sera précisée par les deux ordonnées, prises sur les axes N. S. et E. O. L'ordonnée prise sur la ligne E. O. est la *longitude*, et l'ordonnée prise sur la ligne N. S. est la *latitude*. Ces deux ordonnées sont évidemment, puisque le papier est supposé orienté $L \cos I \cos \alpha$ et $L \cos I \sin \alpha$; si à la suite de la première station on en marque une seconde, les ordonnées sont $L' \cos I' \cos \alpha'$ et $L' \cos I' \sin \alpha'$ et ainsi de suite.

Il suffira de tracer plusieurs stations à la suite les unes des autres pour voir que, si l'on fait la somme algébrique des ordonnées des stations successives, on aura les coordonnées du point extrême.

Il n'est donc besoin de faire aucun tracé graphique pour obtenir ces ordonnées finales, et l'on peut déterminer par un simple calcul, et par conséquent sans erreurs graphiques, la position d'un point.

Quant aux altitudes, rien n'est changé, c'est la somme algébrique de toutes les projections verticales positives ou négatives *L sin I*, *L' sin I'*, etc...

Avec les mesures qui ont été prises dans la mine, on peut par conséquent joindre aux données recueillies dans la mine les éléments indiqués par le tableau suivant :

Angles orientés, de 0° à 90°.	Projections horizontales.	Longitudes.	Latitudes.	Altitudes.

On peut en outre, dans trois colonnes supplémentaires, joindre les sommes algébriques des longitudes, des latitudes et des altitudes. Ces sommes représentent les coordonnées des extrémités des distances, par rapport aux trois plans fixes qui se croisent au point de départ ou origine de la première distance.

Ces éléments successivement inscrits sur un registre, pour chaque niveau d'exploitation, constituent un plan écrit, avec lequel on peut évidemment tracer le plan graphique. On détermine ainsi sur ce plan la position successive des points les uns par rapport aux autres et d'une manière absolue en les rapportant seulement à l'origine des coordonnées.

Les projections verticales, que l'on construit également par ces procédés, constituent des *coupes* transversales que l'on peut faire passer en plusieurs points du plan. On y joint les tracés géologiques que fournit l'étude du terrain.

Pour compléter le plan des travaux souterrains, il faut nécessairement le rapporter à un plan détaillé de la surface qui s'obtient par une triangulation.

Les deux tableaux ci-après résument les opérations faites pour le plan des travaux souterrains par la méthode des trois plans coordonnés et pour la triangulation de la surface. Les chiffres indiqués dans chaque colonne font mieux comprendre la série des opérations que les simples titres des colonnes qui d'ailleurs sont elles-mêmes combinées de manière à rendre les résultats précis et à éviter toute chance d'erreur. Nous devons la communication de ces tableaux à M. de Reydellet.

Les opérations qui exigent la plus grande précision dans les mines sont : 1° recouper un point déterminé par un puits ou par une galerie; 2° percer une galerie par tronçons qui doivent se raccorder exactement; 3° foncer un puits sous stock, c'est-à-dire en laissant exister le puisard et venant au moyen d'un bure intérieur au-dessous de ce puisard, prolonger le fonçage que l'on raccordera ensuite à la partie supérieure en abattant le stock de séparation.

Ces diverses opérations exigent une sûreté d'exécution qui ne peut s'obtenir que par la pratique. Pour se convaincre qu'il est arrivé à cette sûreté, l'opérateur choisira dans la mine un parcours qui lui permettra, en partant d'un point déterminé, de revenir sur ce même point après avoir suivi une série de travaux. Il procédera au levé du plan de ces travaux, et, s'il a bien opéré, il devra venir recouper sa première ligne de station précisément au point de départ.

Le plan d'une mine devra être mis tous les mois au courant des travaux. Il sera fait sur papier maillé ou quadrillé, les carrés principaux devant représenter un espace de 10 mètres de côté. Cette division facilite beaucoup les réductions et les levés partiels.

Les plans et coupes résument toutes les conditions des travaux souterrains, et, dans une exploitation de quelque étendue, leur étude est le seul moyen qui permette d'embrasser l'ensemble des conditions.

aimantée, teintée en bleu d'acier sur la pointe Nord. Cette aiguille est suspendue sur une chape d'agate, et la position qu'elle prend lorsqu'elle est placée horizontalement est déterminée par un limbe de 10 à 16 centimètres de diamètre, divisé en 360 degrés. La division doit être faite avec le plus grand soin ; elle marque les degrés et les demi-degrés ; le limbe est argenté mat, les divisions étant marquées en noir ; le fond est mat et de teinte neutre, de manière que son miroitement ne puisse fatiguer la vue.

Il suffit d'examiner avec soin la boussole divisée en 360 degrés, pour se rendre compte des relations qui existent entre cette notation et celle de la division en quatre fois 90 degrés dont les points de départ sont le Nord, l'Est, le Sud et l'Ouest. Avec un exercice de quelques heures, on saura transformer rapidement les mesures lues sur les divisions rapportées au Nord seulement en notations rapportées aux quatre points cardinaux.

En Allemagne on divise souvent le limbe de la boussole en 24 heures, ou plutôt en deux fois 12 heures, de telle sorte que, *midi* se trouvant placé au Nord, les 12 divisions descendent de droite à gauche jusqu'au numéro 12, qui marque également le Sud. Les divisions recommencent à droite à partir du Sud pour rejoindre le 12 Nord ; de cette manière, les deux extrémités de l'aiguille marquent toujours la même heure. Chaque heure correspondant à 15 degrés est divisée en 8 parties, qui sont elles-mêmes subdivisées en 4. Sur une boussole ainsi notée, 6 heures marque la ligne E.O. ; 3 heures est N. 45° O. et ainsi de suite.

La disposition la plus généralement adoptée pour la boussole de mine est celle dite *poche de mineur*.

La boîte de la boussole est suspendue sur un double axe de manière à prendre naturellement la position horizontale. Le support est muni de deux crochets qui permettent de suspendre la boussole sur un cordeau tendu suivant la direction que l'on veut mesurer. Dans cette position, la ligne N. S. de la boussole coïncide précisément avec la ligne du cordeau, de sorte que,

données des extrémités des distances, par pport à trois plans qui se croisent à l'origine s mêmes distances.						Coordonnées des extrémités des distances, par rapport aux trois plans fixes qui se croisent au point de départ ou origine de la première distance.					
Hauteurs z.		Longitudes x.		Latitudes y.		Hauteurs Σz.		Longitudes Σx.		Latitudes Σy.	
iv.	Dépr.	Est.	Ouest.	Nord.	Sud.	Élév.	Dép.	Est.	Ouest.	Nord.	Sud.
	−	+	−	+	−	+	−	+	−	+	−
AU POINT D'ORIGINE DE LA TRIANGULATION.											
,73	»	»	213,27	109,77	»	»	»	»	»	»	»
,37	»	»	7,12	»	15,28	337,10	»	»	220,39	94,49	»
,16	»	»	12,60	»	53,50	339,26	»	»	232,99	40,99	»
,45	»	»	2,41	»	25,60	339,71	»	»	235,40	15,39	»
,39	»	»	3,03	»	44,71	340,10	»	»	238,43	»	29,32
,46	»	6,06	»	»	13,62	340,26	»	»	232,37	»	42,94
,06	»	0,21	»	»	14,07	340,32	»	»	232,16	»	57,01
CALCULS AU POINT N° 42.											
,774	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
,726	»	106,96	»	115,99	»	385,50	»	106,96	»	115,99	»
»	32,380	105,37	»	»	248,90	353,12	»	212,33	»	»	132,91

DÉSIGNATION des TRIANGLES.	CÔTÉ CONNU.	ANGLES OBSERVÉS.	CALCUL DES COTÉS INCONNUS. CÔTÉ DE 43 A 42.	CÔTÉ DE 42 A 39.
42 39 43	39 à 43=270m,28.	39=34°53'20" 43=65°21'20" 42=79°45'20" 180°00'00"	Log. 270m,28 = 2.4318186 + Log.S.34°53'20" = 9.7573860 12.1892046 − Log.S.79°45'20" = 9.9930207 2.1961839 Lr Cté 43 à 42 = 157m,10	Log. 270m,28 = 2.4318186 + Log S.65°21'20" = 9.9585223 12.3903409 − Log.S.79°45'20" = 9.9930207 2.3973202 Lr Cté 42 à 39 = 249m,64
			Log. + Log. S. − Log. S. Lr Cté	Log. + Log. S. − Log. S. Lr Cté
			Log. + Log. S. − Log. S. Lr Cté	Log. + Log. S. − Log. S. Lr Cté

VALEUR des … CALCULÉS.	INDICATION des points.	ORDONNÉES DES POINTS PAR RAPPORT A L'ORIGINE ADOPTÉE. LONGITUDES. Est. +	Ouest. −	LATITUDES. Nord. +	Sud. −	HAUTEURS.	OBSERVATIONS.
							Point d'origine des calculs.
43 à 42							
157m,10.	42	0.00	0.00	0 00	0.00	333.774	
42 à 39	43	106.96	»	115.99	»	385.500	
249m,64	39	212.33	»	»	132.91	333.120	
à							
à							
à							
à							

Quelle est, en effet, la forme du gîte ? quelle est son allure? quels sont ses accidents ? Tous les points de repère, toutes les lignes qui peuvent répondre à ces diverses questions, sont nécessairement indiqués sur le plan, puisque ces points et ces lignes constituent le résultat le plus immédiat des travaux souterrains. Par quels moyens a-t-on atteint le gîte? quelle est la méthode d'abatage? quel est le système suivi dans l'aménagement? Le plan seul permet de répondre à ces questions d'ensemble, qu'il n'est pas possible d'apprécier en parcourant les travaux. S'agit-il de constater les circonstances du roulage souterrain et de l'extraction, de suivre la circulation de l'aérage, de reconnaître le système d'écoulement et d'épuisement des eaux ; ce n'est encore que sur le plan qu'on pourra suivre ces trois courants essentiellement distincts : celui de l'eau, qui circule et se rassemble vers les points d'épuisement ; celui de l'air, qui entre pur et sort vicié ; enfin celui des matières exploitées, conduites de tous les ateliers vers les points d'extraction.

C'est ainsi que les diverses branches du service concourant vers un but unique, l'exploitation rationnelle, toutes doivent être coordonnées pour que cette extraction soit à la fois sûre et économique.

ORGANISATION DU TRAVAIL DES MINES.

On peut, d'après les chapitres qui précèdent, se faire une idée précise de tous les travaux nécessaires pour créer un siége d'exploitation. Dans une entreprise de cette nature, produire n'est pas toujours le problème le plus difficile à résoudre ; mais produire à un prix qui assure l'extension progressive des débouchés, qui offre aux exploitants la sécurité pour l'avenir et aux consommateurs la garantie d'un approvisionnement régulier, tel doit être le but de l'établissement d'un siége d'exploitation.

En présence de tous les détails que comprend l'exploitation, un prix de revient détaillé peut seul résumer les opérations de tous les services et permettre d'en apprécier et d'en comparer les éléments. L'établissement de ce prix de revient est le complément obligatoire du travail de l'ingénieur ; or il ne peut être obtenu qu'après l'organisation précise et distincte de chacun des services.

L'organisation d'une mine est aujourd'hui la même dans presque toutes les contrées.

Le directeur ou ingénieur de la mine détermine les travaux à entreprendre, fixe les dimensions et formes des puits et galeries, indique les méthodes que doivent suivre les travaux souterrains, arrête toutes les dispositions du matériel. Sa présence est constamment nécessaire pour vérifier les directions, surveiller les ateliers d'abatage, l'exécution des boisages et des muraillements qu'il prescrit, surveiller la marche des machines d'extraction et d'épuisement, recevoir chaque soir les rapports de tous les chefs de service, rapports qui précisent la production du jour et résument toutes les circonstances de l'exploitation.

Dans les grandes exploitations, l'ingénieur-directeur doit être nécessairement secondé par des ingénieurs qui sont chargés de certaines parties du service. La direction des travaux du jour est alors isolée, et devient un service spécial qui comprend les constructions et tout le matériel des mines.

Les porions, ou maîtres mineurs, servent d'intermédiaires entre les ouvriers et la direction. Ils placent les ouvriers à leur poste de travail, assignent les tâches et les mesurent, surveillent le soutènement, les chargements et les transports.

Chaque classe d'ouvriers chargés d'un service spécial doit contrôler les autres, jusqu'à ce que les produits arrivent au jour où ils sont reçus et constatés par un marqueur ou gouverneur, qui est chargé de la surveillance et de la conduite de tout le travail de la *halde* ou *plâtre* du puits.

On appréciera l'importance relative des divers services par la proportion des ouvriers employés à chacun d'eux. Voici cette

proportion pour les exploitations houillères du nord de la France, rapportée à 1000 ouvriers mineurs à la veine.

CLASSIFICATION DES OUVRIERS EMPLOYÉS AUX SERVICES DES HOUILLÈRES DU NORD (NOMBRES RAPPORTÉS A 1000 OUVRIERS MINEURS A LA VEINE).

Ouvriers de 1re classe.

Porions (service de jour)	26
Maîtres mineurs (service de nuit)	30
Mineurs, à la veine	1000
Mineurs, bowetteurs (employés aux bouveaux	226
Mineurs, coupeurs de mur	42
Broncheurs, employés à la construction des voies dans les déblais.	32
Mailleurs, aux voies de retour d'air	40
Raucheurs ou ***descombleurs***, chargés de maintenir la section des galeries	42
Raccommodeurs, à l'entretien des voies de roulage	75
Lampistes, du fond	4
Machineurs, employés aux machines	72
Chargeurs aux accrochages	50

Ouvriers de 2e classe.

Herscheurs, employés au roulage souterrain	1560
Reculeurs ou ***bouteurs***, dans les tailles	28
Serveurs, dans les tailles	75
Galibots, serveurs pour les voies	500
Chargeurs, aux tailles	80
Tourteurs et ***moulineurs***, aux manœuvres	80
Garde-feu, d'aérage	12
Lampistes, du jour	20
Ouvriers hors classe, tels que ***brouetteurs***, ***clicheurs***, ***trieurs***, ***scieurs***, ***monteurs de bois***, etc.	550
	4544

Ce tableau indique que pour 1000 ouvriers appliqués à l'abatage de la houille, il y a un total de 4544 ouvriers employés.

La même organisation se retrouve dans les houillères de l'Angleterre. On y distingue : 1° l'ingénieur ou inspecteur en chef (*head viewer*), qui est chargé de la direction des travaux ; 2° deux sous-inspecteurs (*under viewers*), dont l'un est chargé

de la surveillance permanente des travaux du fond, et l'autre de l'entretien des machines, apparaux, puits, matériel ; il a, en outre, la surveillance de tous les mouvements et travaux qui se font au dehors. Ces deux employés correspondent à ceux qu'on appelle en France directeur des travaux du fond et directeur des travaux du jour.

Dans la mine, le maître mineur (*overman*) reste au fond pendant toute la durée d'un poste et fait un rapport journalier ; il veille à l'aérage, à l'avancement régulier des travaux ; un contre-maître (*deputy overman*) est spécialement chargé de la surveillance du soutènement, surtout dans les dépilages. Le *vasteman* surveille l'exécution des travaux. Le *davyman* entretient et surveille les lampes de sûreté.

Les ouvriers mineurs sont distingués en haveurs (*hewers*), qui abattent le charbon, et en mineurs au rocher (*shifters*), chargés de percer les voies de roulage et les galeries de recherche. Les herscheurs (*putters*) sont des jeunes gens chargés des transports souterrains. Après ces trois grandes classes viennent, comme dans nos mines, les ouvriers appliqués aux divers services, tels que le boisage, le muraillement, l'extraction, l'épuisement, etc., pour lesquels on les spécialise, de telle sorte que les tâches soient toujours aussi nettement définies que possible.

Dans les mines, plus que dans toute autre industrie, les travaux doivent toujours être exécutés à la tâche. Le percement d'un puits ou d'une galerie se traite toujours au mètre courant; l'abatage se mesure par la capacité des bennes ou chariots, ou se règle, dans les petites couches, au mètre carré de surface déhouillée. Pour l'établissement des prix faits, les maîtres mineurs font d'abord l'évaluation du travail qui est vérifiée par l'ingénieur ; celui-ci règle les conditions de l'exécution, et, toutes les fois que cela est possible, met le travail en adjudication.

Cette méthode d'adjudication prend une très-grande extension dans les pays où une exploitation active a familiarisé les mineurs avec les travaux. Les ouvriers se forment en compagnies, et, après avoir réglé entre eux les conditions de leur association,

ils désignent un entrepreneur qui soumissionne le travail. Quelquefois les compagnies d'ouvriers se font non-seulement entrepreneurs des travaux d'abatage, mais aussi des transports. En Cornwall, elles soumissionnent même à la condition de rendre le minerai à un titre déterminé ; de telle sorte que les ouvriers ne sont réglés définitivement que lorsque le minerai amené au jour a été trié et estimé. Dans les contrées où la population ouvrière n'est pas assez familiarisée avec les travaux pour courir des chances aussi complexes, on fixe un minimum de journée que l'ouvrier devra recevoir si son prix fait a été malheureux : il faut combiner, autant que possible, le mode de travail de manière à constituer l'ouvrier en état d'association avec la mine, son bénéfice devant dépendre, non pas des chances commerciales, mais de la matière vendable rendue au point de chargement. On établit ainsi dans toutes les parties du travail une excitation de zèle et une solidarité d'intérêts qui ne peut que produire d'excellents résultats.

Il n'est pas d'industrie où l'aptitude des ouvriers et l'organisation du travail aient une influence aussi prononcée que dans l'exploitation des mines. Ces travaux, si simples lorsqu'on les voit en activité, exigent la réunion de tant d'efforts et de capacités diverses, qu'avec les meilleurs éléments il faut encore beaucoup de temps et de travail pour arriver à une organisation bien assise et fructueuse. Aussi voit-on, dans les pays où l'art des mines est en vigueur, des gîtes à la fois peu riches et peu puissants donner des bénéfices, tandis que d'autres, bien plus avantageux, peuvent à peine se soutenir dans les contrées où il n'existe pas de bons éléments de travail et de direction. Cependant les populations laborieuses se forment d'autant plus vite au travail des mines que ce travail n'est réellement pénible que dans les ateliers mal aérés ou gênés par les eaux, et qu'il dépend presque toujours de l'ingénieur qui dirige les travaux de les rendre faciles.

Caisses de secours. Une des conditions essentielles de l'organisation d'une mine est la constitution d'une caisse de secours

et de prévoyance destinée à pourvoir : 1° au service de santé des ouvriers et de leurs familles ; 2° au service de pensions pour les ouvriers blessés dans les travaux, ainsi que pour les veuves et les orphelins ; 3° à l'entretien des écoles pour les enfants.

Dans presque toutes les contrées minières où ces caisses de secours et de prévoyance ont été organisées, on a adopté ce principe, que les ouvriers devaient prendre part à ses dépenses et à son administration.

Ce principe a le double avantage d'éviter un grand nombre d'abus, et d'attacher les ouvriers au service de l'exploitation. Les organisations adoptées présentent quelques variations, mais sont presque toutes calquées sur le même type. Nous citerons pour exemple celle d'une de nos principales houillères.

La caisse est formée : 1° d'une retenue proportionnelle et mensuelle de 3 pour 100 sur le montant des sommes gagnées par chaque ouvrier et portées sur la feuille de paye (cette retenue équivaut à un peu plus des deux tiers d'une journée de travail) ; 2° d'une subvention également proportionnelle et mensuelle de 2 pour 100 du montant de la feuille de paye, fournie par la compagnie ; 3° de toutes les amendes pour mauvaise conduite et autres fautes prévues par le règlement général de l'établissement.

La caisse est administrée par un conseil composé des directeurs des travaux, des maîtres mineurs, du plus ancien marqueur, de trois mineurs élus par les mineurs, de trois ouvriers manœuvres élus par les manœuvres. Le conseil est présidé par le chef comptable de la compagnie.

La profession de mineur est plus spéciale que toute autre, parce qu'elle exige une habitude des travaux souterrains. Aussi, dans beaucoup de contrées, les mineurs ont-ils formé des corporations distinctes, jouissant de quelques priviléges particuliers. La facilité des communications a progressivement fait disparaître ces institutions spéciales, et les mineurs sont rentrés progressivement dans la classe générale des ouvriers. Cependant les compagnies d'exploitation ont toujours cherché à développer

l'attachement des mineurs à leur profession, et plusieurs d'entre elles ont ajouté aux caisses de prévoyance des caisses de retraite destinées à servir des pensions à ceux qui ont vieilli dans la profession, et qui, au bout de dix ou vingt ans de service, sont atteints d'infirmités.

En général, on se fait une idée très-inexacte de la condition des mineurs. Le séjour des travaux souterrains, qui semble une circonstance pénible, est, au contraire, lorsqu'on en a pris l'habitude, une circonstance assez favorable à la santé des ouvriers. Ils n'y sont pas exposés aux rigueurs des saisons, la température y est constante, et leur travail ressemble d'ailleurs beaucoup à celui des ateliers de terrassements.

Les compagnies qui ont voulu resserrer les liens qui les unissent à leur population ouvrière ont construit des logements auxquels se joint presque toujours un petit jardin de dix ares par logement. Ces logements, donnés aux mineurs sur le pied de 3 à 4 pour 100 de ce qu'ils coûtent, forment des villages qui ont presque toujours un caractère remarquable de propreté, d'ordre et de bien-être.

CALCUL DES PRIX DE REVIENT.

Les travaux souterrains ont pour but constant d'obtenir les matières exploitées au plus bas prix possible. Lorsqu'on attaque un atelier d'exploitation, il faut avoir apprécié ses produits à l'avance et savoir s'ils pourront compenser les frais d'exploitation.

Dans les mines métalliques, où la proportion du minerai est difficilement appréciable, on doit se rendre compte des frais nécessités par un chantier d'exploitation et de ses produits, afin de décider s'il y a convenance à cesser ou à développer les travaux. C'est ainsi que, dans les mines d'étain d'Altenberg en Saxe, avant d'attaquer un massif, on procédait à l'essai, par un

lavage en petit, des échantillons que l'on prenait sur toutes les parties accessibles de ce massif, afin de pouvoir constater si son exploitation donnerait un bénéfice suffisant.

Exploitation de la houille. — Dans les exploitations qui ont pour base une matière homogène, telle que la houille, il y a assez d'unité dans les prix d'abatage pour que la qualité de la substance et la forme sous laquelle elle se présente déterminent *à priori* le degré de convenance des travaux. Il suffit donc d'examiner la qualité de la houille pour savoir le prix qu'on pourra en obtenir. Quant au prix de revient, quelques exemples choisis dans les mines de houille fixeront d'une manière assez complète sur les dépenses d'une exploitation.

Les principaux éléments du prix de revient de la houille sont la puissance et la régularité des couches.

Dans les exploitations du nord de la France, les couches sont peu puissantes et gisent à de grandes profondeurs. Deux couches, l'une de $0^m,50$, l'autre de $0^m,40$, inclinées de 75°, ont été exploitées à 350 mètres de profondeur dans les conditions suivantes :

Les ouvrages étaient à gradins renversés, les gradins ayant 16 mètres de front. Quatre ouvriers, placés sur chaque front de 16 mètres, avaient chacun un front de 4 mètres, qu'ils devaient, dans leur poste, avancer d'un mètre tout en boisant derrière eux ; ces ouvriers recevaient 1 fr. 50 cent. pour ce poste ; ils étaient servis par deux enfants payés 0 fr. 76 cent., qui leur apprêtaient les bois et sortaient la houille de la taille.

Les charbons sortis de la taille étaient traînés dans des galeries ménagées dans les remblais entre chaque gradin ; ces galeries avaient $1^m,20$ sur 1 mètre. De ces galeries, les charbons étaient jetés dans une cheminée qui débouchait sur la voie du fond ou *voie en ferme*. Là ils étaient pris par les rouleurs, qui les conduisaient par chemin de fer jusqu'à l'accrochage. La voie en ferme avait $1^m,50$ sur $1^m,20$. On payait aux traîneurs 1 fr. 60 cent. pour 360 hectolitres combles (de 108 kil. chacun) transportés à 15 ou 18 mètres, suivant la difficulté ; aux rou-

leurs ou herscheurs, 1 fr. 10 cent. par 360 hectolitres transportés à 40 mètres.

Outre ces travailleurs, la mine entretenait : 1° des ouvriers coupeurs de murs, qui faisaient les galeries de traînage en suivant l'avancement des tailles, et étaient payés à raison de 2 fr. le mètre ; 2° des mineurs à la voie ferme qui doit toujours dépasser la dernière taille ; ces mineurs, après avoir enlevé la houille, abattaient le mur de manière à arriver à la dimension convenable ; ils recevaient 5 fr. 50 cent. par mètre et 10 fr. dans les crains où le terrain est plus dur ; 3° des remblayeurs qui, pour chaque taille, se composaient de huit à dix enfants recevant de 0 fr. 60 cent. à 0 fr. 75 cent. chacun ; ces enfants enlevaient tous les déblais des galeries et les disposaient entre les boisages, de manière à ne laisser qu'un mètre de vide pour les piqueurs ; 4° des boiseurs pour l'entretien des voies de roulage ; 5° des ouvriers d'about, pour l'entretien des pompes et des cuvelages, payés à raison de 1 fr. 60 cent. par poste de six heures.

Le travail ainsi établi, les dépenses ont été calculées par une période de 15 mois d'exploitation sur les deux couches, de $0^m,50$ et de $0^m,40$ de puissance avec 75° d'inclinaison, période dans laquelle 27 425 mètres carrés de surface ont été exploités et ont produit 12 870 mètres cubes convertis en 153 350 hectolitres combles. Ces dépenses ont été réparties par hectolitre de 108 kil., valant de 1 fr. 20 cent. à 1 fr. 50 cent., et chaque hectolitre a coûté :

Piqueurs à la veine	0,0900
Traîneurs et rouleurs	0,0550
Coupeurs de mur et voies en ferme	0,0790
Remblayeurs ou restableurs	0,0750
Boiseurs et raccommodeurs	0,0100
Ouvriers d'about	0,0116
Ouvriers employés à l'extraction	0,0510
Ouvriers employés à la machine d'épuisement	0,0135
Maîtres mineurs et porions	0,0330
Frais divers	0,0250
Total des frais d'exploitation par hectolitre	0,4821

Pour cette exploitation on a consommé, soit dans les travaux du fond, soit dans les travaux du jour :

Perches pour le boisage.	0,1000
Éclairage, 0 kil. 036 de chandelle.	0,0540
Pièces pour l'entretien des machines.	0,0620
Bois de chêne pour les cuvelages.	0,0240
Fer pour les chemins.	0,0170
Bois pour bennes et chariots.	0,0100
Cordes, étoupes.	0,0247
Briques, cuir, huile et divers.	0,0175
Pelles, clous, mannes d'osier.	0,0087
Charbon brûlé par la machine d'extraction.	0,0310
Charbon brûlé par la machine d'épuisement.	0,0420
Total des consommations par hectolitre. . .	0,3909

Il faut encore, pour compléter le prix de revient, ajouter à ces deux éléments de main-d'œuvre et de consommation les frais généraux de la mine, qui ont été :

Employés de la mine.	0,0240
Forgerons et ajusteurs.	0,0170
Charpentiers et menuisiers.	0,0250
Mesurage et chargement.	0,0250
Cordiers.	0,0120
Pensions aux ouvriers.	0,0140
Frais de bureaux.	0,0300
Fers et divers.	0,0200
Impôts.	0,0130
Total des frais généraux par hectolitre. . .	0,1800

Ces trois éléments de dépense, étant additionnés, donnent pour total du prix de revient de l'hectolitre comble 1053, soit 10 fr. 53 cent. par tonne, prix qui représente à peu près les conditions les plus coûteuses des exploitations de houille.

L'exploitation d'une couche de 1 mètre 25 d'épaisseur, peu inclinée et sise à une faible profondeur, présentera des circonstances bien plus favorables ; on en jugera par l'exemple de la couche du Treuil près de Saint-Étienne, qui offre, en outre, un tout autre mode d'abatage et de rétribution : nous l'exposerons d'après les documents recueillis par M. Marrot.

La méthode est celle des galeries et piliers ; les galeries d'allongement ont 4 mètres de largeur et sont espacées de 16 mètres, d'axe en axe. Les traverses ont la même largeur et sont espacées de 25 mètres ; de telle sorte que, si l'on suppose un massif de 100 mètres de côté, on l'aura découpé par 1000 mètres de galeries représentant 4000 mètres de superficie ; il restera 6000 mètres de surface en piliers.

Les charbons sont divisés suivant lenr grosseur en *péra* (morceaux de 6 ou 8 à la benne), *chapelé* (gros morceaux) et *menu*. La benne, adoptée comme mesure, doit représenter 150 kil. en péra, 120 en chapelé et 106 en menu. Comme il importe beaucoup d'obtenir le charbon en aussi gros fragments que possible, on a intéressé les ouvriers à cette proportion ; ainsi :

Deux mineurs, travaillant pendant un poste de 10 heures au massif, c'est-à-dire en galerie de 4 mètres, avancent de 0^{m},80, et abattent chacun 2 mètres cubes de charbon qui fournissent 22 ou 23 bennes. Au dépilage, un mineur est placé sur un front de 3 mètres et avance de 1 mètre ; il abat donc 4 mètres cubes qui fournissent 42 ou 44 bennes. Le mineur reçoit :

Au massif.	fr.	Au dépilage.	fr.
Par benne de péra. . .	0,25	Par benne de péra. . .	0,15
— de chapelé. .	0,20	— de chapelé. .	0,10
— de menu. . .	0,10	— de menu. . .	0,05

Or, dans ces deux conditions de travail, il obtient les proportions suivantes :

Au massif.			Au dépilage.		
Péra. . .	10	sur 100 parties.	Péra. . .	8	sur 100 parties.
Chapelé. .	30		Chapelé .	30	
Menu. . .	60		Menu. . .	62	

De telle sorte qu'il gagne 3 fr. 20 cent. par jour, sur lesquels il doit payer son huile, qui lui coûte 0 fr. 20 cent. ; reste 3 fr. pour son poste de 10 heures. En résumé, la houille abattue a

coûté en moyenne au massif 0,145, et au dépilage 0,073 par benne de 125 kil tout venant. Ramenant ces chiffres à l'hectolitre comble, le prix sera de 0,115 au massif et de 0,058 au dépilage, soit pour la moyenne du massif de 100 mètres 0,0808 l'hectolitre.

Les transports se font par traînage des tailles à la galerie principale, et de là sur un chemin de fer de 300 à 400 mètres de longueur. Le traînage sur une longueur de 120 mètres se fait par 6 traîneurs à 3 fr. et 3 pousseurs à 1 fr., qui traînent 300 bennes; de sorte qu'il en coûte 0,070 par benne. Le roulage se fait sur 350 mètres par 5 receveurs à 3 fr. l'un, 10 rouleurs coûtant 27 fr. 50 cent., 2 chevaux taxés à 3 fr. l'un, et 1 palefrenier à 2 fr,; ce service transporte 600 bennes qui reviennent à 0,074 l'une.

Pour assurer la solidité de l'exploitation, deux mineurs abattent le toit sur 0^{m},30 à 0^{m},40 d'épaisseur dans les galeries de 4 mètres; ils muraillent ensuite les côtés, et ces remblais reviennent à 1 fr. le mètre cube. Sur 3 mètres cubes de houille enlevée en massif, il faut 1 mètre cube de remblai. Au dépilage on dispose les remblais par pilier de 1 mètre de côté, et il ne faut en remblai que le cinquième de la houille enlevée. Ce remblai revient en moyenne à fr. 0,020 par benne.

Le service de la mine se fait par deux puits dont les machines d'extraction suffisent à l'épuisement des eaux. Les consommations, la profondeur étant faible, sont d'ailleurs très-réduites et se bornent aux bois de soutènement lorsque le remblai manque, et à l'entretien des voies de transport et d'extraction. Pour une extraction annuelle de 250 000 bennes, soit 300 000 hectolitres combles, ces frais ont été ainsi qu'il suit :

		PAR BENNE.		PAR TONNE.	
		Massif.	Dépilage.	Massif.	Dépilage.
Frais d'exploitation immédiats dans l'intérieur de la mine.	Piquage et éclairage.	0,145	0,073	1,160	0,584
	Étayement, remblais compris.	0,040	0,030	0,320	0,240
	Etais en bois.	0,013	0,015	0,104	0,104
	Total. . . .	0,198	0,116	1,584	0,928
	Trainage.	0,074	0,074	0,592	0,592
	Total. . . .	0,272	0,190	2,176	1,520
Extraction pour les puits.	Extraction et épuisement. .	0,025	0,025	0,200	0,200
	Machines à vapeur.	0,025	0,025	0,200	0,200
Frais divers.	Entretien des bennes. . . .	0,025	0,025	0,200	0,200
	Redevances.	0,069	0,069	0,552	0,552
	Frais d'administration. . .	0,019	0,019	0,152	0,152
	Frais de vente.	0,020	0,020	0,160	0,160
	Loyers.	0,008	0,008	0,064	0,064
	Entretien des chemins et bâtiments	0,005	0,005	0,040	0,040
	Frais généraux de diverse nature	0,009	0,009	0,072	0,072
	Total. . . .	0,477	0,395	3,816	3 160

Ce prix de revient de 3 fr. 50 cent. la tonne, prix qui ne comprend d'ailleurs aucun intérêt des capitaux versés, peut être regardé comme celui des meilleures conditions, et forme, par conséquent, avec l'exemple précédent, emprunté à une ancienne exploitation des mines d'Aniche, les deux limites entre lesquelles viennent se grouper les frais de la plupart des houillères.

Dans les couches très-puissantes, on a pu faire descendre encore ces prix lorsque les rabatages permettent l'emploi de la poudre, comme à Blanzy, ou lorsque la houille est d'un abatage très-facile, comme dans les houilles friables de Montchanin et de la Grand'Combe. Comparé à l'ensemble des mines de France, de Belgique ou d'Angleterre, ce chiffre est néanmoins un minimum qu'on sera heureux d'atteindre aujourd'hui, car il a été établi à une époque où la main-d'œuvre était sensiblement moins élevée.

Les veines les plus avantageuses des houillères du bassin du Nord, de la France, puissantes de $0^{m},30$ à $0^{m},80$, peuvent produire la houille à 6 fr. 50 la tonne ; les veines de Belgique,

dans les puissances de 1 mètre, la fournissent à 5 fr. 20; encore faut-il, pour atteindre ces prix, opérer sur des masses considérables ; on peut donc calculer l'échelle des prix de revient du quintal métrique de houille sur les données suivantes, prises dans divers bassins.

	Couches de 0,50 et au-dessous au delà de 200 m. (Aniche).	Couches de 0,70 à une profondeur de 200 m. (Denain).	Couches de 1 m. à une profondeur de 200 m. (Mons).	Couches au-dessus de 1,25 à moins de 100 m. charbon dur (Saône-et-Loire).	Couches au-dessus de 1,25 à moins de 100 m. charbon facile (Saint-Étienne).
Exploitation.	0,482	0,285	0,189	0,210	0,152
Consommation.	0,391	0,221	0,206	0,118	0,110
Frais généraux.	0,180	0,140	0,125	0,074	0,096
Prix du quintal métrique. . . .	1,053	0,646	0,520	0,402	0,358

Pour obtenir le prix de revient, on aura soin de classer toutes les dépenses en trois comptes, ainsi qu'il est indiqué ci-dessus. Ces trois comptes seront 1° la feuille de paye de chaque mois qui représente les dépenses de main-d'œuvre de toute nature ; 2° le magasin qui fournit aux divers services toutes les matières premières ou ouvrées représentant les consommations ; 3° enfin, les frais généraux qui comprennent les dépenses administratives de l'établissement.

Ces diverses dépenses, ainsi classées, se répartissent ensuite en subdivisions plus ou moins multipliées, suivant que l'on veut plus ou moins détailler le prix de revient. Voici un exemple de ces divisions, emprunté à une des exploitations de Charleroy les mieux administrées et dont le carnet mensuel a été calqué sur celui d'une de nos plus grandes exploitations. Les calculs de ce carnet sont établis par quintaux métriques de houille et par centimes.

RAPPORT GÉNÉRAL. — MOIS DE 1856.

EXTRACTION DU MOIS : 93 056 QUINTAUX MÉTRIQUES.

			RELEVÉ DES DÉPENSES CLASSÉES PAR NATURE.	MAGASIN.	DÉPENSES.			PRIX de revient.
DÉPENSES DE L'EXPLOITATION.	PROPORTIONNELLES.	PIOCHAGE	Main-d'œuvre		22 604,25	23 990,24	51 971,48	25,78
			Entretien des outils de mineurs et éclairage. MAGASIN	1 385,99	1 385,99			
		ROULAGE	Main-d'œuvre		7 673,36	11 016,85		11,84
			Frais d'équipages		1 016,04			
			Entretien des chem. de fer. MAIN-D'ŒUVRE		450,30			
			Entretien des chem. de fer. MAGASIN	545,85	545,85			
			Entret. des brouettes et chariots. MAGASIN	1 331,50	1 331,50			
		MONTAGE.	Consommation de charbon		741,60	4 032,20		4,35
			Main-d'œuvre		2 407,00			
			Entretien des machines. FOURNITURES DU MAGASIN	589,52	589,52			
			Entretien des bennes et cordages. MAGASIN	94,08	94,08			
			Amortissement des cordes		200,00			
		BOISAGE.	Main-d'œuvre		1 013,95	7 654,01		8,23
			Fournitures du magasin	6 640,06	6 640,06			
		DÉPENSES générales de l'exploitation.	Travaux extérieurs. MAIN-D'ŒUVRE		338,27	5 278,18		5,67
			Dépenses diverses, suivant détail. MAIN-D'ŒUVRE		4 285,19			
			Consommations. MAGASIN	118,68	118,68			
			Frais d'équipages pour le service général de l'exploitation		155,64			
			Frais de service des ateliers		95,85			
			Triage des rochers		286,[illegible]5			
	PERMANENTES.		Frais d'administration de la partie indust.		1 128,00	1 128,03	2 134,61	1,21
		ÉPUISEMENT des eaux.	Consommation de charbon		369,60	1 006,58		1,08
			Main-d'œuvre		316,85			
			Graissage et réparations des machines. MAGASIN	119,63	119,63			
			Entretien des bennes et cordages. MAGASIN	100,50	100,50			
			Amortissement des cordes		100,00			
			TOTAL des dépenses de l'exploitation				54 106,09	58,14
FRAIS GÉNÉRAUX	PERMANENTS.		Frais d'administ. de la partie comm.		1 309,95	1 309,95	3 329,66	1,41
		DÉPENSES générales	Dépenses diverses. RELEVÉS DES ÉCRITURES		413,03	2 019,71		2,17
			Dépenses diverses. MAGASIN	33,42	33,42			
			Dépenses diverses. CONSOMMATION DE CHARBON		89,20			
			Entretien et réparations des bâtiments. MAGASIN	158,11	158,11			
			Entretien et réparations des bâtiments. MAIN-D'ŒUVRE		34,97			
			Redevances, impositions et indemnités de terrains		260,00			
			Frais d'équipages pour le service de l'administration		307,29			
			3/4 pour 100 sur le montant des salaires, pour la caisse de prévoyance		434,22			
			1/2 p. 100 pour la caisse de secours		289,48			
			TOTAL des dépenses				57 435,75	61,72
FRAIS de recherches.			Main-d'œuvre		1 687,09	2 464,47	2 464,47	2,65
			Entretien des bennes, cordages et outils. MAGASIN	83,49	83,49			
			Fournitures du magasin	693,89	693,09			
			TOTAL GÉNÉRAL des dépenses	11 894,52			59 900,22	64,37

Les couches exploitées dans ce charbonnage ont été, pendant le mois indiqué, au nombre de sept, d'une puissance moyenne de $0^m,70$. Le travail se faisait au mètre carré de surface déhouillée, payé de 1 franc à 1 fr. 17 suivant les couches. Le rendement moyen du mètre carré de surface déhouillée a été de 7 quintaux métriques, les mineurs ayant gagné en moyenne 4 francs par jour.

Les coupeurs de voie recevant une indemnité de 4 à 6 francs par mètre d'avancement de galerie, ont gagné en moyenne 4 fr. 55 par journée de travail.

Les rouleurs ont transporté en moyenne 157 quintaux métriques à la distance de 100 mètres, par journée qui leur a été payée à raison de 1 fr. 80.

Dans ces conditions, le produit a été en moyenne :

	Quint. mét.
Par journée de mineur à la veine.	23,74
Par journée de mineur, y compris ceux appliqués aux travaux préparatoires.	13, »
Par journée de rouleur.	12,43
Par journée d'ouvrier du fond.	4,18
Par journée d'ouvrier du fond et du jour.	1,94

On voit, en étudiant la composition de ce tableau, que les chiffres du prix de revient sont obtenus en divisant chaque somme dépensée et classée par le chiffre des extractions, déduction faite des houilles consommées par les machines d'extraction, d'épuisement et d'aérage. Dans une exploitation étendue, on tiendra donc compte de chaque puits ou centre d'extraction sur ce modèle, et on résumera ensuite dans un compte général l'ensemble de tous les puits.

Les avantages d'un compte de revient ainsi tenu sont non-seulement de pouvoir suivre exactement l'emploi des fonds consacrés aux travaux, de manière à les comparer aux produits obtenus, mais encore de pouvoir, chaque mois, faire un examen comparatif avec les mois précédents. Dès lors, si un chiffre des dépenses vient à s'élever au-dessus de la moyenne, on s'en aper-

çoit immédiatement ; on peut s'enquérir des causes de cette augmentation, en apprécier la portée, et souvent y remédier en arrêtant le mal à son début.

Pour les qualités de houille qui doivent être soumises au lavage, on doit ajouter au prix de revient les frais de lavage, et surtout les déchets très-variables qui résultent de l'opération.

Le déchet des houilles soumises au lavage varie généralement de 10 à 15 pour 100 ; il comprend les fragments de roches qui sont écartés, et une partie notable de la houille en poussière qui se perd ou qui ne forme dans les caisses de dépôts que des résidus trop impurs pour être employés. D'après M. Meynier, le prix de revient comparatif s'établit ainsi qu'il suit par tonne de houille lavée :

	Caisse à piston.	Caisse Meynier.
Main-d'œuvre.	0,60	0,045
Frais généraux.	0,15	0,030
	0,75	0,075

c'est-à-dire qu'ils seraient dix fois moins considérables pour le lavage par machines que pour le lavage à bras ; mais il faut ajouter dans le second cas les frais d'entretien de la machine. Dans les deux hypothèses, il faut donner un prix au charbon et l'appliquer au déchet ; ce chiffre est toujours supérieur aux frais directs du lavage.

Il est évident que les mêmes méthodes de calcul peuvent être appliquées à l'exploitation des autres matières, telles, par exemple, que le sel gemme, les minerais, etc. ; seulement, les relations entre les divers éléments du prix de revient changent suivant les conditions du travail. Ainsi le sel gemme, exploité par abatage direct, coûte notablement plus cher que la houille, parce qu'il est plus dur et moins fissuré : les conditions de puissance de la couche étant à peu près les mêmes, le piquage revient à peu près au double. Pour les minerais, les prix augmentent en raison de la dureté, et surtout parce que, la production étant moindre, les frais d'extraction, d'épuisement, etc.,

sont d'autant plus grands qu'ils pèsent sur une extraction moins considérable.

PRIX DE REVIENT DES MINERAIS.

Les minerais métallifères ont un caractère général de dureté qui modifie profondément leur prix de revient ; mais, indépendamment des conditions de résistance, l'abondance du minerai, et par suite la proportion des travaux préparatoires, est tellement variable, que le prix de revient a en quelque sorte un caractère spécial pour chaque mine.

A cet égard, il est un préjugé que l'on ne saurait trop signaler, c'est celui de la richesse du minerai. Il semble généralement que quelques échantillons de minerais riches suffisent pour recommander un gîte, et que tout soit résolu lorsque des galeries ont rencontré quelques beaux blocs. Ce qui fait en réalité la prospérité des mines métallifères, c'est moins la richesse que l'abondance et la régularité des minerais. Deux exemples comparatifs fixeront à cet égard.

La mine d'argent de Himmelfürst, près Freyberg en Saxe, produisait de très-beaux échantillons de minerais, notamment de l'argent sulfuré et de l'argent rouge qui se retrouvent aujourd'hui dans beaucoup de collections ; la richesse moyenne des minerais extraits et triés était de 0,0038 à 0,0044 d'argent, ce qui est un titre très-élevé.

550 mineurs, employés à cette mine, produisaient par année 700 000 kilog. de minerai, ce qui représentait 2300 kilog. d'argent, soit un produit de 4 kil., 181 par mineur et par an. La mine payait 200 000 fr. de salaires répartis entre les 550 ouvriers et environ 150 manœuvres et enfants. C'était un salaire de moins d'un franc par jour, et l'entreprise obtenait à peine un produit net de 90 000 fr. par année.

On voit que ce produit net, affecté au service du capital d'une

mine importante des environs de Freyberg, qui avait à cette époque des puits de 300 mètres de profondeur, ne représentait réellement pas l'intérêt des sommes engagées. La mine se soutenait néanmoins parce qu'elle était en produit, et qu'elle était englobée dans un ensemble administré avec la plus sévère économie et la plus grande habileté.

Voyons maintenant ce qui se passait à la même époque dans une des mines d'argent du Mexique, celle de Valenciana, dont le minerai avait un titre moyen qui dépassait à peine la moitié de celui de la mine d'Himmelfürst, mais dans laquelle l'abondance compensait largement les conditions d'infériorité du titre et de cherté de la main-d'œuvre.

La mine d'argent de Valenciana, au Mexique, produisait du minerai dont le titre moyen n'était que de 0,0025. 1800 mineurs extrayaient dans l'année 33 120 000 kilogrammes de minerai, ce qui représentait 82,800 kilogrammes d'argent, soit une productiou de 46 kilogrammes par mineur.

La mine payait dans l'année 3 400 000 francs à 3100 travailleurs, c'est-à-dire de 5 à 6 francs par jour, et réalisait un produit net de 3 millions.

Cet exemple nous paraît résumer avec force ce que nous avons dit précédemment. Ce qui importe dans une mine métallifère, c'est l'abondance du minerai et la régularité du gîte, beaucoup plus que la richesse, qui, dans presque tous les pays, n'appartient qu'à des minerais accidentels, sans suite, et très-disséminés dans les roches stériles.

La grande influence des travaux préparatoires sur le prix de revient des minerais introduit beaucoup d'arbitraire dans le calcul de leur prix de revient. Il faut, en effet, amortir ces travaux, et d'autant plus rapidement qu'ils doivent durer moins de temps, par suite du peu de puissance et de l'instabilité des filons. Beaucoup de compagnies minières ne font aucun amortissement, et présentent par conséquent des prix de revient complétement illusoires, puisqu'ils ne comprennent que les frais immédiats.

Les travaux exécutés au rocher pour l'exploitation des gîtes métallifères peuvent être divisés en deux classes. Les travaux préparatoires consistant en galeries d'allongement ou de traverse, en bures intérieurs, qui ont pour but de dégager un massif et de faciliter son exploitation, ces travaux doivent être soldés par les produits du massif lui-même, et par conséquent être compris chaque mois dans le calcul du prix de revient des minerais.

Quant aux travaux de recherche et de premier établissement, tels que puits d'extraction ou d'épuisement, galeries d'écoulement, constructions et matériel, ils ne peuvent évidemment être utiles que pendant un temps limité, et ils doivent être progressivement amortis par les produits obtenus pendant ce temps. Une couche de houille présente un champ d'exploitation généralement appréciable et régulier ; on peut définir à l'avance quel doit être cet amortissement, mais un gîte métallifère, fût-ce le filon en apparence le plus régulier, ne présente que bien peu de garanties pour l'avenir ; les galeries et les puits qui sont percés pour le reconnaître peuvent être frappés de non-valeur par les chances de l'exploitation.

Nous n'avons pas à nous appesantir sur cet ordre d'idées dans un ouvrage purement technique ; nous nous bornerons par conséquent à signaler quelques mesures spéciales à prendre dans les mines métallifères, pour arriver facilement à calculer les prix de revient des minerais.

La méthode des prix faits et des adjudications est plus essentielle dans ces mines que dans les autres ; on calcule ensuite ce qui sort au triage par mètre cube abattu ou par mètre carré de surface de filon, et l'on peut apprécier par la comparaison des dépenses et des produits quels sont les résultats de l'exploitation.

Un moyen d'arriver à fixer les prix faits, lorsqu'on a des ouvriers timides et peu expérimentés, est de les payer d'abord par décimètre de trou de mine percé sous la surveillance d'un maître mineur, et de calculer l'effet des coups de mine en pesant les roches abattues. Les roches métallifères sont assez

généralement des roches dures dans lesquelles on percera $0^{m},75$ à $1^{m},50$ de trou de mine par poste de dix heures, lesquels détacheront 200 à 500 kilog. de roche. Les exemples de prix de revient abondent, mais ces exemples sont rarement comparables entre eux, parce qu'ils dépendent non-seulement de la section des orifices, de la dureté, de la ténacité de la roche, mais encore des fissures qui s'y trouvent, et d'une multitude de circonstances qu'on ne peut apprécier que sur les lieux.

C'est donc seulement après un certain temps de pratique qu'on pourra établir les bases d'un prix de revient ; quelques exemples seront cependant utiles pour établir les proportions les plus ordinaires des diverses dépenses.

A Saint-Bel, où l'on exploitait la pyrite de fer mélangée de pyrite cuivreuse, en veines dans des schistes durs, M. d'Hennezel a trouvé les moyennes suivantes sur plus de deux cents prix faits; ces moyennes se rapportent assez bien aux conditions des filons métallifères faciles, et portent le prix du mètre cube à 8 fr. 60 en galeries et à 6 fr. 19 dans les tailles.

Chaque mineur brûle en moyenne $0^{kil.},19$ de poudre, poids qui correspond à trois cartouches, dans des trous de mine de $0^{m},40$ à $0^{m},50$ de profondeur ; sa consommation en huile est de $0^{kil.},125$, et sa dépense en outils est de 0 fr. 19 par jour. Le prix de la main-d'œuvre, étant de 1 fr. 60 à la journée, ressort à 2 fr. 38 à prix fait. Dans ces conditions, le mineur abat en galeries de deux mètres de section $0^{m.c.b.},310$, et en tailles de $3^{m},70$ de section, $5^{m.c.b.},30$; soit $0^{m},15$ d'avancement dans le premier cas, $0^{m},20$ dans le second.

En prenant une moyenne dans neuf exploitations de Saxe, et portant la poudre au prix de France (2 fr. 10 le kilog.), on trouve que le mètre cube de travail en galerie ordinaire, de deux mètres à deux mètres et demi de section, coûte, éclairage non compris :

En main-d'œuvre.	12,80	21 fr 09 c.
En outils (forge et consommation) .	5,94	
En poudre, 2 kil. 07.	4,35	

Ce prix doit être augmenté de plus d'un tiers pour la main-d'œuvre, qui est de 0 fr. 90 en Saxe, tandis qu'en France elle descend rarement au-dessous de 1 fr.75 à 2 francs. Soit 25 à 30 francs le mètre cube, y compris l'éclairage. Il reste à calculer les frais de roulage, d'extraction et d'épuisement, calcul facile en appliquant les bases précédemment fournies par les exploitations de houille.

Enfin les données numériques suivantes sur le prix d'abatage, en galerie ordinaire de deux mètres carrés à deux mètres et demi de section, des roches le plus souvent métallifères, compléteront cette connaissance préalable, qui a toujours besoin d'être justifiée par la pratique. Ces données sont établies pour la Saxe. Le prix du poste de mine étant 0 fr. 90, celui de la poudre 1 fr. 70 le kilog., la réparation des outils étant comptée à 0 fr. 33 soit pour reforger la pointe de 60 pointeroles, soit pour reforger ou recharger 12 fleurets.

PRIX D'ABATAGE DU MÈTRE CUBE EN GALERIE.

	MAIN-D'ŒUVRE.	POUDRE.	OUTILS réparés.	OUTILS consommés.	SOMME.
Quartz dur et tenace. . .	24,65	8,18	5,87	2.93	41,63
Gneiss dur.	20.55	6,84	5,70	2 85	35,94
Schiste argileux dur. . .	14,35	3,86	2,36	1.18	21,75
Calcaire cristallin. . . .	12,70	1,38	1,40	0,70	16,58
Schiste argileux traitable.	9.83	2.28	1,28	0,64	14.03
Schiste argileux facile. .	7,38	1,46	1,01	0.50	10,35

Il ne faut appliquer ces notions qu'avec beaucoup de réserve, faire la part des différences qui peuvent exister dans les prix de journée, dans celui des consommations, et ne pas oublier que la section des galeries exerce une grande influence sur le prix de revient de l'abatage.

Les incertitudes que présente l'exploitation des gîtes métallifères nécessitent, ainsi que nous l'avons dit, un très-grand développement de travaux préparatoires. Lorsqu'on veut assujettir

ces mines à une production régulière, on est obligé d'avoir un grand nombre de massifs dégagés à l'avance, de sorte que l'on puisse choisir et proportionner les chantiers d'abatage à l'extraction qu'on se propose d'atteindre. C'est ainsi que l'on procède dans les mines du Hartz et de la Saxe, dont le budget, dépenses et produits, est réglé chaque année à l'avance d'une manière à peu près certaine. Cette méthode ne peut guère être suivie par les compagnies d'exploitation qui n'ont que quelques filons en exploitation, et qui poussent les travaux d'abatage aussi vivement que possible en vue du présent. C'est par cette raison que l'on voit souvent des mines donner une année des produits considérables, et tomber ensuite à des extractions minimes.

FIN.

TABLE DES MATIÈRES

FIN DE LA TABLE DES MATIÈRES